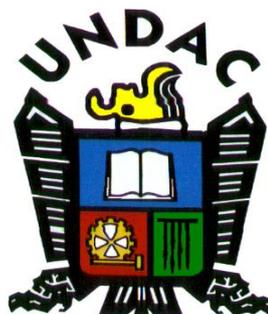


UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN

FACULTAD DE INGENIERÍA

ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERÍA

METALÚRGICA



T E S I S

**Estudio Metalúrgico del Blending de Pirita - Oxido para
optimizar la recuperación de Plata y Oro en la Planta de
Óxidos de la Compañía Minera Volcan S.A.C. – 2023**

Para optar el título Profesional de:

Ingeniero Metalurgista

Autor:

Bach. Juan Yhonatan CONDEZO RAMIREZ

Asesor:

Dr. Marco Antonio SURICHAQUI HIDALGO

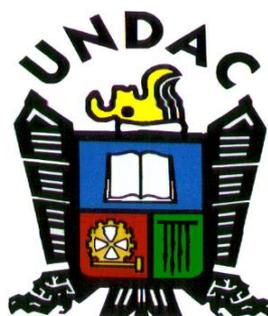
Cerro de Pasco – Perú – 2024

UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN

FACULTAD DE INGENIERÍA

ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERÍA

METALÚRGICA



T E S I S

**Estudio Metalúrgico del Blending de Pirita - Oxido para
optimizar la recuperación de Plata y Oro en la Planta de
Óxidos de la Compañía Minera Volcan. S.A.C. – 2023**

Sustentada y aprobada ante los miembros del jurado:

Dr. Eduardo Jesús MAYORCA BALDOCEDA
PRESIDENTE

Dr. Ramiro SIUCE BONIFACIO
MIEMBRO

Mg. Uldarico USURIAGA LÓPEZ
MIEMBRO



Universidad Nacional Daniel Alcides
Carrión Facultad de Ingeniería
Unidad de Investigación

INFORME DE ORIGINALIDAD N° 128-2024-UNDAC/UIFI

La Unidad de Investigación de la Facultad de Ingeniería de la Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión en mérito al artículo 23° del Reglamento General de Grados Académicos y Títulos Profesionales aprobado en Consejo Universitario del 21 de abril del 2022, La Tesis ha sido evaluado por el software antiplagio Turnitin Similarity, que a continuación se detalla:

Tesis:

**Estudio Metalúrgico del Blending de Pirita-Oxido
para optimizar la recuperación de Plata y Oro en la
Planta de Óxidos de la Compañía Minera Volcan.
S.A.C. – 2023**

Apellidos y nombres de los tesistas:

Bach. CONDEZO RAMIREZ, Juan Yhonatan

Apellidos y nombres del Asesor:

Dr. SURICHAQUI HIDALGO, Marco Antonio

Escuela de Formación Profesional

Ingeniería Metalúrgica

Índice de Similitud

APROBADO

26%

Se informa el Reporte de evaluación del software similitud para los fines pertinentes:

Cerro de Pasco, 28 de mayo del 2024



Firmado digitalmente por MEJIA
CACERES Reynaldo FAU
20154600046 soft
Motivo: Soy el autor del documento
Fecha: 28.05.2024 14:21:32 -05:00

DEDICATORIA

Este trabajo está dedicado a mi hija
y a mis padres, quienes me incentivan
a seguir adelante con mi formación
personal y profesional.

AGRADECIMIENTO

A Dios, profesores, compañeros de estudio de la facultad de Ingeniería Metalúrgica de la universidad nacional Daniel Alcides Carrión; por sus consejos y motivaciones brindadas a lo largo de nuestra formación profesional.

A toda nuestra familia; especialmente a nuestros padres, por su apoyo incondicional en todo momento, por sus consejos, sus valores y por ser ejemplo de perseverancia y constancia en este camino.

A todos los ingenieros de la planta de Óxidos por brindarnos la información necesaria para la elaboración de mi tesis. También dar nuestros agradecimientos a los demás colaboradores quienes nos apoyaron, orientaron y aconsejaron a la culminación del presente trabajo de estudio.

RESUMEN

Compañía Minera Volcan S.A.C. tiene una planta de lixiviación de 2800 TMSPD, que trata minerales de plata, aplicando como método de concentración la lixiviación, llegando a recuperaciones de 45-52 % de plata y 50-60% en Oro.

El desarrollo de este trabajo se basa en los resultados desfavorables que se vienen obteniendo en la Planta de Óxidos cuando se realizan los diferentes Blending de las diferentes zonas de aportes, cabe mencionar que los resultados tanto en tratamiento como en recuperación no se dieron, según el esperado del plan 2022, las cuales se manifiestan de la siguiente manera: Tratamiento = 2800 TMSPD aprox., Recuperación Ag =40 %, Recuperación de Au =48 aprox.; estos resultados son evidentemente desfavorables para la empresa es por ello que se recopiló información de la extracción y envió a Planta con el objetivo de determinar los frentes más influyentes (frentes que ingresan de mayor cantidad); obteniéndose como resultado las zonas de SP Piritas: PSB, 7-C1, son Las zonas de mayor influencia.

Es por ello que se plantea la interrogante de cómo se podrá beneficiar adecuadamente los minerales de plata y oro de las zonas VGS (óxidos), hanancocha (caliza-óxidos), y PSB, PSM, 7-C1, Pool Cureña (piritas sulfuradas), todos estos son reservas de Stock piles de la Cía. Minera Volcan, y que no existan disminución del tratamiento pero que se tenga buenas recuperaciones en plata y oro, en la Planta de Óxidos, para lo cual nos hemos planteado la hipótesis de que el estudio metalúrgico de las zonas de alimentación y optimizar el tratamiento de mediante un adecuado Blending y que nos permitirá evitar pérdidas económicas y sobre todo mantener y/o mejorar los resultados metalúrgicos en planta.

Palabras claves: Blending, Pirita y óxido, recuperación de Plata y Oro.

ABSTRACT

Compañía Minera Volcan S.A.C. It has a 2800 TMSPD leaching plant, which treats silver minerals, applying leaching as a concentration method, reaching recoveries of 45-52% of silver and 50-60% of gold.

The development of this work is based on the unfavorable results that have been obtained in the Oxide Plant when the different blending of the different contribution zones is carried out. It is worth mentioning that the results in both treatment and recovery did not occur, according to the expected from the 2022 plan, which are manifested as follows: Treatment = 2800 TMSPD approx., Ag Recovery =40%, Au Recovery =48 approx.; These results are evidently unfavorable for the company, which is why information on the extraction and shipment to the Plant was collected with the objective of determining the most influential fronts (fronts that enter in greater quantities); resulting in the areas of SP Pyrites: PSB, 7-C1, are the areas of greatest influence.

That is why the question arises as to how the silver and gold minerals from the VGS (oxides), hanancocha (limestone-oxides), and PSB, PSM, 7-C1, Pool Cureña (sulphid pyrites) zones can be adequately processed, these are all reserves of Stock piles of the Company. Minera Volcan, and that there is no reduction in treatment but that there are good recoveries in silver and gold, in the Oxide Plant, for which we have hypothesized that the metallurgical study of the feeding areas and optimize the treatment of through adequate blending that will allow us to avoid economic losses and, above all, maintain and/or improve metallurgical results in the plant.

Keywords: Blending, Pyrite and rust, recovery of Silver and Gold

INTRODUCCIÓN

La minería peruana y del mundo aún persiste con el único objetivo de obtener buena rentabilidad, para ello se debe saber que los recursos que nos da la madre tierra es infinito y por ende se debe manejar con criterio, haciendo uso de las nuevas tecnologías y aplicando ingeniería para poder obtener buenos resultados.

La empresa minera basa el desarrollo de la mina en función de la reserva de mineral que encuentra; además de retratar desmontes con ley y que sean rentables en el proceso que se desea aplicar, así mismo determina el tipo de método de explotación a utilizar, los equipos y materiales necesarios, etc. Por lo tanto, determina que capitales se necesitará y que utilidades se obtendrá.

Es bien sabido que todo yacimiento de mineral no mantiene constante su contenido metálico o también llamado “leyes” ni tampoco su dureza, variando entre tajeos, zonas, niveles de producción, etc. Motivo por el cual se hace necesario la aplicación de métodos de explotación que produzcan altas recuperaciones de mineral de cabeza, disminuyendo la dilución y sobre costos por otras operaciones o actividades mineras.

Para poder disminuir la incidencia de la variación de los contenidos metálicos y poder enviar a planta concentradora una ley casi constante y con una dureza adecuada, es necesario combinar la explotación de los minerales marginales con los minerales económicos, a esta operación se le conoce como “BLENDING”; de no ser así, aun aplicando las nuevas tecnologías siempre abra pérdidas que se podrían evitar. La técnica del Blending nos permite reducir estas pérdidas y mejorar notablemente el proceso metalúrgico.

Estas variaciones de leyes, recuperaciones y contenidos metálicos hacen variar el comportamiento metalúrgico la cual se evidencia en la Planta de Óxidos.

Es por ello que se realizará un estudio de las zonas de mayor influencia que ingresa a la Planta de Óxidos y poder realizar un estudio mineralógico, para ver cómo se encuentra asociada la plata y el oro en los frentes de alimentación, como evaluar su

comportamiento metalúrgico de cada uno de estos y determinar qué zona perjudica y de qué manera, para así aplicar nuestra hipótesis e intentar mejorar dichos resultados.

ÍNDICE

DEDICATORIA	
AGRADECIMIENTO	
RESUMEN	
ABSTRACT	
INTRODUCCIÓN	
ÍNDICE	
ÍNDICE DE TABLAS	
ÍNDICE DE GRÁFICOS	

CAPÍTULO I

PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN

1.1.	Identificación y determinación del problema	1
1.2.	Delimitación de la investigación.....	2
1.2.1.	Delimitación Espacial.....	2
1.2.2.	Delimitación Temporal.	2
1.3.	Formulación del problema	2
1.3.1.	Problema general	2
1.3.2.	Problemas específicos	2
1.4.	Formulación de objetivos.....	2
1.4.1.	Objetivo general.....	2
1.4.2.	Objetivos específicos	3
1.5.	Justificación de la investigación.....	3
1.5.1.	Justificación Teórica	3
1.5.2.	Justificación Social.....	3
1.5.3.	Justificación económica	3
1.6.	Limitaciones de la investigación	4

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1.	Antecedentes de estudio	5
2.1.1.	Antecedentes internacionales	5
2.1.2.	Antecedentes nacionales	7
2.2.	Bases teóricas - científicas	8
2.2.1.	Estudio Metalúrgico del blending	8
2.2.2.	Minerales:	9
2.2.3.	Yacimientos metálicos:	10
2.2.4.	Propiedades de los minerales:	12
2.3.	Definición de términos básicos.	13
2.3.1.	Recuperación de Plata y Oro de minerales por lixiviación.....	13
2.3.2.	Factores que determinan el proceso de lixiviación:	16
2.4.	Formulación de hipótesis.....	22
2.4.1.	Hipótesis general:	22
2.4.2.	Hipótesis específicas:	22
2.5.	Identificación de variables	22
2.5.1.	Variable independiente	22
2.5.2.	Variable dependiente	22
2.5.3.	Variable intervinientes.....	22
2.6.	Definición operacional de variables e indicadores	22

CAPÍTULO III

METODOLOGÍA Y TÉCNICAS DE INVESTIGACIÓN

3.1.	Tipo de investigación.....	24
3.1.1.	Tipo de la investigación realizada:	24
3.2.	Nivel de investigación.....	24
3.3.	Métodos de investigación	24
3.4.	Diseño de investigación.....	25

3.5.	Población de muestra.....	25
3.5.1.	Población.....	25
3.5.2.	Muestra.....	26
3.6.	Técnicas de instrumentos de recolección de datos	27
3.6.1.	Técnicas de recolección de datos	27
3.7.	Selección, validación y confiabilidad de los instrumentos de investigación.....	28
3.8.	Técnicas de procesamiento y análisis de datos.....	29
3.8.1.	Técnicas de procesamiento	29
3.8.2.	Análisis de datos.....	30
3.9.	Tratamiento estadístico	30
3.10.	Orientación ética filosófica y epistémica	30

CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1.	Descripción del trabajo de campo	31
4.2.	Presentación análisis e interpretación de resultados	36
4.2.1.	Caracterización mineralógica de la muestra representativa	36
4.2.2.	Determinación de parámetros de lixiviación	38
4.3.	Prueba de hipótesis.....	82
4.3.1.	Hipótesis general	82
4.4.	Discusión de resultados	84

CONCLUSIONES

RECOMENDACIONES

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

ANEXOS

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1 Clasificación de minerales.	9
Tabla 2 Variable e indicadores de operación.	23
Tabla 3 Distribución de Bolas y tamaño promedio.	32
Tabla 4 Condiciones para el cálculo del work index.	36
Tabla 5 Ensayes químicos de tajos	38
Tabla 6 Tabla de Interpolación para los tiempos de Molienda del frente VGS.	41
Tabla 7 Condiciones de Operación del composito de VGS a (100µm,):.....	42
Tabla 8 Condiciones de Operación del composito de VGS a (74 µm):	42
Tabla 9 Condiciones de Operación del composito de VGS a (54 µm):	43
Tabla 10 Condiciones de Operación del composito de VGS a (45 µm):.....	43
Tabla 11 Condiciones de Operación del composito de VGS a (30 µm):.....	44
Tabla 12 Variables para la lixiviación por agitación del composito de VGS a 100um.	44
Tabla 13 Variables para la lixiviación por agitación del composito de VGS a 74um... ..	45
Tabla 14 Variables para la lixiviación por agitación del composito de VGS a 54um... ..	45
Tabla 15 Variables para la lixiviación por agitación del composito de VGS a 45um... ..	46
Tabla 16 Variables para la lixiviación por agitación del composito de VGS a 30 um.. ..	46
Tabla 17 Tiempo y reactivos para la lixiviación por agitación del composito de VGS 100.	47
Tabla 18 Tiempo y reactivos para la lixiviación por agitación del composito de VGS74um.....	47
Tabla 19 Tiempo y reactivos para la lixiviación por agitación del composito de VGS 54um.	48
Tabla 20 Tiempo y reactivos para la lixiviación por agitación del composito de VGS 45 um.....	48
Tabla 21 Tiempo y reactivos para la lixiviación por agitación del composito de VGS 30 um.....	49
Tabla 22 Recuperación de oro y plata a (100 µm) en % del composito de VGS.	49

Tabla 23 Recuperación de oro y plata a (74 μm) en % del composito de VGS.	50
Tabla 24 Recuperación de oro y plata a (54 μm) en % del composito de VGS.	50
Tabla 25 Recuperación de oro y plata a (45 μm) en % del composito de VGS.	51
Tabla 26 Recuperación de oro y plata a (30 μm) en % del composito de VGS.	51
Tabla 27 Tabla de Interpolación para los tiempos de Molienda del frente Hanancocha.	54
Tabla 28 Condiciones de Operación del composito de Hanancocha a (100 μm ,):	54
Tabla 29 Condiciones de Operación del composito de Hanancocha a (74 μm):	54
Tabla 30 Condiciones de Operación del composito de Hanancocha a (54 μm):	55
Tabla 31 Condiciones de Operación del composito de Hanancocha a (45 μm):	55
Tabla 32 Condiciones de Operación del composito de Hanancocha a (30 μm):	56
Tabla 33 Variables para la lixiviación por agitación del composito de Hanancocha a 100um.	56
Tabla 34 Variables para la lixiviación por agitación del composito de VGS a 70um...	57
Tabla 35 Variables para la lixiviación por agitación del composito de Hanancocha a 54um.	57
Tabla 36 Variables para la lixiviación por agitación del composito de Hanancocha a 45um.	58
Tabla 37 Variables para la lixiviación por agitación del composito de Hanancocha a um.	58
Tabla 38 Tiempo y reactivos para la lixiviación por agitación del composito de Hanancocha a 100um.	59
Tabla 39 Tiempo y reactivos para la lixiviación por agitación del composito de Hanancocha 70 um.	59
Tabla 40 Tiempo y reactivos para la lixiviación por agitación del composito de Hanancocha 54um.	60
Tabla 41 Tiempo y reactivos para la lixiviación por agitación del composito de Hanancocha 45 um.	60

Tabla 42 Tiempo y reactivos para la lixiviación por agitación del composito de Hanancocha 30 μm	61
Tabla 43 Recuperación de oro y plata a (100 μm) en % del composito de Hanancocha.	61
Tabla 44 Recuperación de oro y plata a (70 μm) en % del composito de Hanancocha	62
Tabla 45 Recuperación de oro y plata a (54 μm) en % del composito de Hanancocha.	62
Tabla 46 Recuperación de oro y plata a (45 μm) en % del composito de Hanancocha.	63
Tabla 47 Recuperación de oro y plata a (30 μm) en % del composito de Hanancocha.	63
Tabla 48 Tabla de Interpolación para los tiempos de Molienda del frente pirita.	66
Tabla 49 Condiciones de Operación del composito de Piritas a (100 μm ,):	66
Tabla 50 Condiciones de Operación del composito de Piritas a (74 μm):	66
Tabla 51 Condiciones de Operación del composito de Piritas a (54 μm):	67
Tabla 52 Condiciones de Operación del composito de Piritas a (45 μm):	67
Tabla 53 Condiciones de Operación del composito de Piritas a (30 μm):	68
Tabla 54 Variables para la lixiviación por agitación del composito de Piritas a 100 μm	68
Tabla 55 Variables para la lixiviación por agitación del composito de Piritas a 74 μm . 69	
Tabla 56 Variables para la lixiviación por agitación del composito de Piritas a 54 μm . 69	
Tabla 57 Variables para la lixiviación por agitación del composito de Piritas a 45 μm . 70	
Tabla 58 Variables para la lixiviación por agitación del composito de Piritas a 30 μm	70
Tabla 59 Tiempo y reactivos para la lixiviación por agitación del composito de Piritas a 100 μm	71

Tabla 60 Tiempo y reactivos para la lixiviación por agitación del composito de Piritas a 74 μm .	71
Tabla 61 Tiempo y reactivos para la lixiviación por agitación del composito de Piritas a 54 μm .	72
Tabla 62 Tiempo y reactivos para la lixiviación por agitación del composito de Piritas 45 μm .	72
Tabla 63 Tiempo y reactivos para la lixiviación por agitación del composito de Piritas 30 μm .	73
Tabla 64 Recuperación de oro y plata a (100 μm) en % del composito de piritas.	73
Tabla 65 Recuperación de oro y plata a (70 μm) en % del composito de Piritas.	74
Tabla 66 Recuperación de oro y plata a (54 μm) en % del composito de Piritas.	74
Tabla 67 Recuperación de oro y plata a (45 μm) en % del composito de Hanancocha.	75
Tabla 68 Recuperación de oro y plata a (30 μm) en % del composito de Piritas.	75
Tabla 69 Balance de plata de los frentes que se evaluaron.	76
Tabla 70 Balance de oro de cada frente que se evaluaron para observar la recuperación de Ag y Au.	77
Tabla 71 Ecuaciones de trabajo con las variables más importantes:	80
Tabla 72 Distribución en tonelajes por frentes para el Blending que ingresara a Planta:	82
Tabla 73 Recuperaciones de plata y oro de los tres frentes	82

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1 Menas de los minerales más importantes.	11
Figura 2 Menas de los minerales más importantes.	19
Figura 3 Diagrama Potencial pH – Cianuro H ₂ O.	20
Figura 4 Diagrama de planificación.	25
Figura 5 Molino de Work Index.....	32
Figura 6 Formación de conos para cortar con cuarteador Jones.....	33
Figura 7 Llenado de la muestra en una probeta de 100cc.....	34
Figura 8 Mineralogía de los frentes VGS, HANANCOCHA y PIRITAS.	37
Figura 9 Distribución granulométrica para un tiempo de 10 minutos.	39
Figura 10 Distribución granulométrica para un tiempo de 15 minutos.	40
Figura 11 Distribución granulométrica para un tiempo de 20 minutos.	40
Figura 12 Ecuación Lineal para interpolar los tiempos de Molienda.	41
Figura 13 Distribución granulométrica para un tiempo de 10 minutos.	52
Figura 14 Distribución granulométrica para un tiempo de 15 minutos.	52
Figura 15 Distribución granulométrica para un tiempo de 20 minutos.	53
Figura 16 Ecuación Lineal para interpolar los tiempos de Molienda Hanancocha. ...	53
Figura 17 Distribución granulométrica para un tiempo de 10 minutos.	64
Figura 18 Distribución granulométrica para un tiempo de 20 minutos.	64
Figura 19 Distribución granulométrica para un tiempo de 15 minutos.	65
Figura 20 Ecuación Lineal para interpolar los tiempos de Molienda Pirita.	65
Figura 21 Tendencia de partícula.....	78
Figura 22 Tendencia De Partícula.....	78

CAPÍTULO I

PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN

1.1. Identificación y determinación del problema

En la actualidad la COMPAÑÍA MINERA VOLCAN S.A.C. trata un mineral oxidado y sulfurado con un contenido de plata de 5 – 7 oz/t de ley, a un grado de moliendabilidad del 80% a 55 um, un work index que varía de 12 a 16 Kw- h/TM y con un tonelaje de tratamiento de 2800 TMPSD en la Planta de tratamiento.

La Compañía Minera Óxidos de Pasco S.A.C. tiene como reservas de minerales a diferentes zonas de stock piles o desmonteras, pero los más relevantes dentro de esta zona son: VGS (óxidos), hanancocha (caliza-óxidos), y PSB, PSM, 7-C1, Pool Cureña (piritas sulfuradas), Cada uno con parámetros geo- metalúrgicos independientes que favorecen y desfavorecen los resultados metalúrgicos en planta de beneficio.

Para ello se realizó estudios de parámetros metalúrgicos de cada zona, realizándose puntos de muestreo por taladros y por bancos, se evaluó a cada uno de ellos. Con estos resultados obtenidos en cuanto a ley de cabeza, recuperaciones de plata y oro y contenido de insolubles en laboratorio de investigaciones metalúrgicas, podremos realizar un estudio más profundo y

observar que zonas o frentes perjudican o favorecen la producción en planta de beneficio y así realizar un Blending óptimo con el fin de mejorar los resultados de planta o en su defecto mantenerlos.

1.2. Delimitación de la investigación

1.2.1. Delimitación Espacial.

Esta investigación se desarrolló en los laboratorios químico-metalúrgico de la Empresa Administradora Cerro S.A.C. de VOLCAN Compañía Minera, ubicada en el distrito de Simón Bolívar de la provincia y región Pasco.

1.2.2. Delimitación Temporal.

El trabajo de investigación comprende 7 meses (mayo al 30 de noviembre de 2023).

1.3. Formulación del problema

1.3.1. Problema general

¿Cómo realizar el estudio metalúrgico del Blending de pirita-óxidos para optimizar la recuperación de plata y oro en la planta de óxidos de la compañía minera volcán S.A.C. – 2023?

1.3.2. Problemas específicos

¿Cómo realizar la caracterización mineralógica del Blending de pirita - óxido para optimizar la recuperación de oro y plata de la planta de óxidos de la compañía minera Volcan S.A.C. – 2023?

¿Cuáles son los parámetros metalúrgicos del Blending de pirita-óxido para optimizar la recuperación de oro y plata de la planta de óxidos de la Compañía Minera Volcan S.A.C. – 2023?

1.4. Formulación de objetivos

1.4.1. Objetivo general

Realizar el estudio metalúrgico del Blending de pirita – óxidos para optimizar la recuperación de plata y oro en la planta de óxidos de la compañía minera volcán. S.A.C. – 2023.

1.4.2. Objetivos específicos

Determinar y desarrollar la caracterización mineralógica el Blending de pirita-óxido en la planta de óxidos de la compañía minera volcán S.A.C. – 2023

Determinar los parámetros metalúrgicos más importantes del Blending de pirita-óxido planta de óxidos de la compañía minera Volcan S.A.C. – 2023.

1.5. Justificación de la investigación

1.5.1. Justificación Teórica

El Blending es un método práctico que se emplea debido a las variables físico químicas de cada yacimiento y/zona de explotación, con este método se busca un manejo adecuado de los stocks piles (minerales), también un buen manejo de los parámetros operativos durante el proceso.

1.5.2. Justificación Social

La Empresa Óxidos De Pasco S.A.C. viene operando una planta de lixiviación para minerales con contenidos de plata, es una empresa sostenible que opera bajo los estándares más altos y hasta la actualidad se ha desarrollado de manera responsable y en coordinación con sus comunidades aledañas.

Permitiendo de esta manera crear fuentes de trabajo para las personas de la región de Cerro de Pasco.

1.5.3. Justificación económica

El procesamiento de los minerales de plata y oro de bajas leyes por tener una explotación intensiva (a tajo abierto), se están utilizando el proceso de lixiviación por agitación; debe obtener las máximas recuperaciones para hacerlo rentable y por obtener utilidades a nivel económico a la empresa después del desarrollo de la investigación se obtuvo una recuperación de 2500 TMD se obtuvo 7530.6 oz de Ag al precio de la plata es de 2,236,412.87 dólares y 9770.6 oz de Au al precio del Au obtuvo la ganancia de 23,249,143.032 dólares

1.6. Limitaciones de la investigación

El principal inconveniente es encontrar información relevante, no existen estudios experimentales sobre minerales similares producidos en la nube, lo que supone una limitación y un reto en el desarrollo de nuestra propia tecnología.

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. Antecedentes de estudio

2.1.1. Antecedentes internacionales

Guerrero (2006) en la tesis “Caracterización y ensayos de cianuración intensiva de muestras minerales con contenido de oro del distrito minero Ponce Enríquez – Ecuador” Escuela Superior Politécnica del Ecuador, concluye: **las recuperaciones** para las muestras CH-01, JG-01, JG-03 y JG-04 alcanzan un porcentaje de: 30,3%, 47,2%, 71,9% y 28,4% respectivamente en la etapa I; mientras que para la etapa II, éstas son: 22,3%, 52,5%, 54,6% y 18,9% respectivamente.

De acuerdo a las gráficas 4.8 y 4.10 se concluye que, los tiempos óptimos para obtener las mejores recuperaciones en los ensayos de cianuración intensiva son seis horas. Al prolongar este tiempo, resulta un incremento del consumo de cianuro y una disminución de la concentración de oro en la solución.

Al comparar los resultados obtenidos en las dos etapas de cianuración intensiva se ha podido determinar que al bajar la concentración de cianuro también se disminuye la disolución de oro, lo que queda demostrado del análisis de los resultados de los ensayos de las muestras CH-01, JG-04.

El efecto de prelavado para la eliminación de sólidos en suspensión resulto negativo, al obtener en la muestra JG-03 ensayada, una menor recuperación de oro.

Se ha determinado que la disminución del tamaño de grano, libera en una mayor cantidad minerales sulfurosos de cuarzo, pero, se incrementa el consumo de cianuro.

Reyes (1998), en su tesis para obtener el Grado de Magister Concluye: El estudio termodinámico permitió construir el diagrama de zonas de predominio del oro y los diagramas de Pourbaix de la plata y el cobre, los cuales predicen las especies electro activas de oro, plata y cobre presentes en los sistemas de 10 estudio. De acuerdo a este estudio, se deposita termodinámicamente primero el Au después Ag y por último el Cu.

La especie cianurada de oro $(Au(CN)_2^-)$ presenta procesos adsortivos en el depósito electroquímico de Au sobre los sustratos utilizados (Au y Ti).

La presencia de la especie cianurada de Cu no interviene en el depósito electroquímico del Au o Ag. El proceso de reducción de la especie electroactiva de Cu se lleva a cabo en potenciales más catódicos, como se pudo comprobar al realizar el depósito de plata en el reactor batch con recirculación.

Es bien conocido en el ámbito metalúrgico que la plata puede existir en diferentes fases mineralógicas y que este hecho influye sobre su extracción (Habashi, 1967; Gasparrini, 1983). A pesar de lo anterior, ha habido pocos estudios científicos que investiguen aspectos cinéticos de la lixiviación y la dependencia de éstos con la composición del mineral. Generalmente, se ha estudiado la cinética de la plata desde dos puntos de vista: analizando los datos de lixiviación en sistemas controlados y utilizando métodos electroquímicos, principalmente los diagramas de Evans.

2.1.2. Antecedentes nacionales

Según **Boza & Rosario (2018)** en la tesis para optar el título de Ingeniero Metalurgista - Compañía Minera Condestable S.A. tiene una planta concentradora de 7000 TMPD, que trata minerales de cobre, aplicando como método de concentración la flotación selectiva de espumas, llegando a recuperaciones de cobre 90-91 % y con un grado de 23 %. El desarrollo de este trabajo se basa en los resultados desfavorables que se vienen obteniendo en la Planta Concentradora Condestable cuando se realizan las campañas denominadas "TJ-4929", cabe mencionar que los resultados tanto en tratamiento como en recuperación disminuyen notablemente, las cuales se manifiestan de la siguiente manera: Tratamiento = 6300 TMPD aprox., Recuperación (Cu) = 85 % aprox.; estos resultados son evidentemente desfavorables para la empresa es por ello que se recopiló información de la extracción y envío a Planta Concentradora con el objetivo de determinar los tajos más influyentes (tajos que ingresan de mayor cantidad); obteniéndose como resultado TJ-2767/TJ-4922/TJ-4929/TJ-4961 son los tajos de mayor influencia. Es por ello que se plantea la interrogante de cómo se podrá beneficiar adecuadamente los minerales de cobre de los tajos TJ-2767, TJ-4922, TJ-4929 y TJ-4961 sin que existan disminución del tratamiento ni de la recuperación de cobre en la Planta Concentradora Condestable, para lo cual nos hemos planteado la hipótesis de que el estudio metalúrgico de los TJ-2767 / TJ-4922 / TJ-4929 / TJ-4961 optimizará el tratamiento de mineral de cobre mediante el blending y que nos permitirá evitar pérdidas económicas y sobre todo mantener y/o mejorar los resultados que habitualmente se tienen.

Según **Benites & Flores (2021)** en la tesis Tratamiento de minerales mediante el blending para mejorar la calidad de concentrado de plomo zinc de la minera Toropunto a nivel experimental-2019* para optar el título de Ingeniero Metalurgista - Especto al estudio sobre "tratamiento de minerales mediante el

blending para mejorar la calidad de concentrado de plomo zinc de la Minera Toropunto a nivel experimental-2019”, el objetivo del estudio es buscar la calidad y recuperación de plomo, plata y zinc por método de concentración por flotación, dentro de la metodología es un trabajo experimental cuantitativo generador de resultados. El trabajo experimental se realizó en el laboratorio de la empresa Denwood Holdings Perú Metal SAC. El resultado obtenido por mediante el blending frente al tratamiento individual de chasca se mejora en calidad para plomo, plata y zinc, pero en la recuperación se mejora en el plomo y plata, pero no en el zinc. La dosificación de los A3418 y A208 mejora en la recuperación del plomo y plata excepto del zinc. Mientras que la dosificación de los depresores cuando se disminuyen como resultado se mejora la calidad del concentrado de plomo y zinc respecto a la calidad del plomo y plata en el concentrado de plomo y zinc en el concentrado de zinc. La calidad y recuperación están dentro del requerimiento del cliente

2.2. Bases teóricas - científicas

2.2.1. Estudio Metalúrgico del blending

Según **Misari (2019)** en la investigación se fundamenta debido a los diferentes problemas de recuperación y ley que se presentan en las operaciones mineras, en la conformación de Blending adecuado con que alimentarán a las plantas de beneficio metalúrgico. En la unidad minera Volcan (Planta de Oxidos), se explota un mineral fresco de tajo a cielo abierto (zona de VGS) considerado como pacos y desmonteras de zonas de Piritas y zonas en mezcla con rellenos de caliza óxidos, donde resulta complejo el Blending de mineral para entregar a la Planta de beneficio, debido a sus múltiples zonas, que se reflejan en las variaciones de leyes de cabeza, recuperaciones, la dureza, y otras propiedades mineralógicas.

Los constantes cambios de las leyes de cabeza en Planta de Oxidos producen alteraciones en el proceso metalúrgico, viéndose los resultados en las

recuperaciones y calidad de barra (dore). El incorrecto manejo del Blending, no da como resultado rentabilidades bajas (bajas recuperaciones de plata) para la empresa. La obtención del máximo valor económico del mineral de las diferentes zonas de aporte está directamente relacionada al Blending del mineral que produzcan las leyes de cabeza, que optimicen el rendimiento metalúrgico y económico de Planta de tratamiento.

Razón por la cual, el presente estudio y optimización de Blending de las diferentes zonas, nos lleva a obtener el mayor rendimiento metalúrgico y beneficio económico, utilizando herramientas estadísticas y de programación lineal (Volver), que nos ayudan a obtener las proporciones adecuadas para la generación del correcto Blending.

2.2.2. Minerales:

Según **Prat (2022)** Un mineral es una sustancia inorgánica natural, que posee estructura atómica y composición definida, que en ocasiones se puede encontrar asociado con otros tipos de roca.

Tabla 1 Clasificación de minerales.

Elementos Nativos	Sulfuros	Sulfosales
Óxidos	Haluros	Carbonatos
Nitratos	Boratos	Fosfatos
Sulfatos	Wolframatos	Silicatos

Nota. Datos que hacen referencia a los minerales nativos y mixtos.

Según la Universidad de Santiago de Chile, (2015) Los elementos que ingresan en la composición de los materiales son los depósitos de minerales o Yacimiento Mineral la cual sería: parte de la corteza terrestre, en la cual, debido a procesos geológicos, ha habido una acumulación de materia prima mineral, la cual por sus características de cantidad, calidad y condiciones de depósito es redituable su explotación de estos yacimientos. De los 106

elementos conocidos, sólo 8 están presentes en la corteza terrestre en cantidades superiores a1%, y el 99.5% de la corteza terrestre.

Los minerales se forman cuando magma y lava se enfrían. Algunos minerales cristalizan a temperaturas más altas. Estos minerales se forman primero. Otros minerales se forman a temperaturas más frías. De esta forma se llega a la conclusión que han sido necesarios diversos procesos geológicos de para juntar estos pocos elementos en depósitos de minerales explotables.

2.2.3. Yacimientos metálicos:

Según la Univerisidad de Santiago de Chile, (2015) La naturaleza y composición geoquímica, mineralógica y petrológica de nuestro planeta difiere por cada capa en que se divide; la composición en la zona más profunda (núcleo) es simple y homogénea, intermedia en el manto y, la capa más superficial (la corteza) presenta una composición más compleja y heterogénea considerándose desde un aspecto geoquímico es decir, que todos los elementos químicos están distribuidos de forma muy amplia en esta última zona por lo tanto, esta zona puede estar formada por rocas ígneas, sedimentarias y metamórficas.

Figura 1 Menas de los minerales más importantes.

Metal	Mena mineral	Composición	% de metal	
Oro	Oro nativo	Au	100	
	Calaverita	Te ₂ Au	39	
	Silvanita	Te ₂ (Au,Ag)	-	
Plata	Plata nativa	Ag	100	
	Argentita	Ag ₂ S	87	
	Querargirita	AgCl	75	
Hierro	Magnetita	Fe ₃ O ₄	72	
	Hematita	Fe ₂ O ₃	70	
	Limonita	Fe ₂ O ₃ ·H ₂ O	60	
	Siderita	FeCO ₃	48	
Cobre	Cobre nativo	Cu	100	
	Bornita	Cu ₅ FeS ₄	63	
	Brocantita	CuSO ₄ ·3Cu(OH) ₂	62	
	Calcosita	Cu ₂ S	80	
	Calcopirita	CuFeS ₂	34	
	Covelina	CuS	66	
	Cuprita	Cu ₂ O	89	
	Enargita		48	
	Malaquita	CuCO ₃ ·Cu(OH) ₂	57	
	Azurita	2 CuCO ₃ ·Cu(OH) ₂	55	
	Crisocola	CuSiO ₃ ·2H ₂ O	36	
	Plomo	Galena	PbS	86
		Cerucita	PbCO ₃	77
Anglesita		PbSO ₄	68	
Zinc	Blenda	ZnS	67	
	Smithsonita	ZnCO ₃	52	
	Hemimorfita	ZnSiO ₃ ·H ₂	54	
	Cincita	ZnO	80	
Estaño	Casiterita	SnO ₂	78	
	Estannita	Cu ₂ S·FeS·SnS ₂	27	
Niquel	Pentlandita	(Fe,Ni)S	22	
	Garnierita	(Ni,Mg)SiO ₃ ·H ₂ ·H ₂ O	-	
Cromo	Cromita	Cr ₂ FeO ₄	68	
Manganeso	Pirolusita	MnO ₂	63	
	Psilomelana	Mn ₂ O ₃ ·xH ₂ O	45	
Aluminio	Bauxita	Al ₂ O ₃ ·2H ₂ O	39	
Antimonio	Estibina	Sb ₂ S ₃	71	
Bismuto	Bismutita	Bi ₂ S ₃	81	
Cobalto	Esmaltita	CoAs ₂	28	
Mercurio	Cinabrio	HgS	86	
Molibdeno	Molibdenita	MoS ₂	60	
	Wulfenita	MoPbO ₄	39	
Wolframio	Wolframita	WO ₄ (Fe,Mn)	76	
	Huebnerita	WO ₄ Mn	76	
	Scheelita	WO ₄ Ca	80	

Nota. Las diferentes formaciones de los minerales nos dan a conocer su composición y su % de metal dentro de su composición y el % de metal que se puede recuperar.

2.2.4. Propiedades de los minerales:

Dureza:

Según Alicante, (2020) menciona, la dureza es la resistencia ofrecida por un mineral a la abrasión o al raspado. Es de gran importancia en el reconocimiento rápido de los minerales, pues la dureza aproximada de una muestra se puede determinar fácilmente. El mineralogista austriaco F. Mohs, estableció en 1824 una escala de 10 minerales frecuentes en la naturaleza de manera que, con estos valores, por comparación se puede definir la dureza relativa de cualquier mineral. Cuanto más fuerte es la fuerza de enlace entre otros átomos, más duro es el mineral. El grado de dureza viene determinado por la observación de la facilidad o dificultad relativa con que un mineral es rayado por otro o por una lima o punta de acero. La dureza de un mineral puede entonces decirse que es su "rayabilidad". Los minerales que se citan a continuación, dispuestos de menor a mayor dureza, se conocen con el nombre de escala de dureza de Mohs:

1. Talco: se raya fácilmente con la uña.
2. Yeso: se raya con la uña con dificultad.
3. Calcita: se raya con una moneda de cobre.
4. Fluorita: se raya con una navaja de acero.
5. Apatito: se raya difícilmente con una navaja de acero.
6. Ortosa u ortoclasa: se raya con una lima de acero.
7. Cuarzo: raya el vidrio.
8. Topacio: raya a todos los anteriores. Se raya con herramientas de tungsteno.
9. Corindón: se raya con el carburo de silicio.
10. Diamante: es el mineral natural más duro. Se raya, únicamente, con otro diamante.

Tenacidad:

Según Navarra, (2019) la resistencia que un mineral opone a ser roto, molido, doblado o desgarrado. Las diversas clases de tenacidad se designan como frágil si se rompe y se reduce a polvo, maleable si puede aplastarse por percusión, séctil si se puede cortar con cuchillo, y dúctil si puede estirarse en forma de hilo.

Frágil: Un mineral que fácilmente se rompe o reduce a polvo.

Maleable: Un mineral que puede ser conformado en hojas delgadas por percusión.

Séctil: Un mineral que puede cortarse en virutas delgadas con un cuchillo.

Dúctil: Un mineral al que se le puede estirar en forma de hilo.

Elástico: Un mineral que recobra su forma primitiva al cesar la fuerza que lo ha deformado.

Peso Específico: O densidad relativa de un mineral es la relación entre su peso y el peso de un volumen igual de agua a 4°C. Por ejemplo, si un mineral tiene peso específico igual a 2, ello significa que una muestra determinada de dicho mineral pesa 2 veces lo que pesaría un volumen igual de agua.

2.3. Definición de términos básicos.**2.3.1. Recuperación de Plata y Oro de minerales por lixiviación****Lixiviación**

Según (Perez, 2020) La idea de lixiviación se emplea en el ámbito de la química. Así se denomina al acto y el resultado de lixiviar: dividir las partes solubles y las partes insolubles de una sustancia apelando al uso de un disolvente.

A la lixiviación también se la conoce como extracción sólido-líquido, ya que consiste en el uso de un disolvente líquido con un sólido

pulverizado, una acción que permite la disolución de los elementos solubles del sólido, contenido de finos, etc.

A través de lixiviación, en definitiva, es posible extraer solutos de un sólido gracias a la utilización de un disolvente líquido. Cuando las fases se contactan, los solutos se difunden al líquido, lográndose la separación.

En el terreno de la metalurgia, la lixiviación posibilita la extracción de especies útiles desde un mineral, usando reactivos que se encargan de su disolución. El cobre, la plata y el oro son metales que suelen extraerse mediante la lixiviación, que se puede llevar a cabo de distintas maneras (por agitación, en pilas, en botaderos, etc.).

En el ámbito de la minería tenemos que establecer que se pueden llevar a cabo distintos tipos de lixiviación. Así, por ejemplo, entre los más significativos se encuentran:

- **Lixiviación en pilas.** Según **Agricola, (1984)** Este se lleva a cabo, sobre todo, para poder recuperar lo que son los valores de los minerales llamados de «baja ley». Asimismo, podemos destacar que, en la actualidad, por ejemplo, se utiliza en algo más de cien minas del mundo y, en concreto, sobre minerales de plata y oro. No menos interesante es conocer que este procedimiento tiene su origen cinco siglos atrás y se habló del mismo por primera vez.
- **Lixiviación de vertederos.** Según **Perez, (2020)** En concreto, esta otra modalidad se viene a acometer en lo que son vertederos de mineral de cobre sulfuroso. Así, esos se mojan con agua o bien con ácido sulfúrico para proceder a lixiviar lo que son las sales de cobre.
- **La lixiviación in situ.** Según **Diaz, (2013)** O también llamada lixiviación conocida en la recuperación de **minerales** y elementos metálicos de los yacimientos minerales. Comprende métodos de

disolución en agua y lixiviación mediante compuestos químicos acuosos que se inyectan en los depósitos minerales. y la llamada lixiviación a presión.

Existe un gran número de minerales que pueden recuperarse por estos dos métodos: Por disolución aprovechando la solubilidad en agua y la forma masiva de ocurrencia geológica; por lixiviación en el propio emplazamiento mediante **soluciones** químicas similar a la lixiviación superficial. Por lixiviación in situ puede recuperarse metales de yacimientos minerales en los que no son aplicables métodos convencionales de la minería mecanizada debido a su baja ley, profundidad de emplazamiento, disseminación y que poseen alto grado de permeabilidad natural o creada artificialmente mediante técnicas como la hidrofracturación del yacimiento.

En el pasado se aplicó con éxito en depósitos minerales de uranio en forma experimental en yacimientos oxidados de cobre, plata y oro libre. Esta técnica puede desarrollarse en el futuro en razón de las restricciones medio ambientales introducidas en los últimos años debido a que el sistema no perturba ni contamina la naturaleza, es de bajo costo operativo y baja inversión en desarrollo, equipo e infraestructura siendo sus dos restricciones principales la posible contaminación de acuíferos subterráneos y su baja recuperación.

- **lixiviación a presión.** Según **Romero Duran, (2020)** Es un proceso hidrometalúrgico que consiste en una disolución selectiva de un mineral en medio acuoso ácido o básico, mediante la aplicación de altas presiones y temperaturas. El proceso se realiza en equipos llamados autoclaves cerradas para obtener temperaturas más altas que en tanques abiertos, lo que permite acelerar la rapidez de disolución. En las autoclaves se utilizan reactivos gaseosos como el

oxígeno para la rápida disolución de metales, lo que también es acelerado proporcionalmente con la presión y temperatura aplicada. Mientras más alta sea la presión, mayor será la rapidez de disolución de los sólidos. Es aplicada a metales como el oro, níquel, y minerales metales básicos habrá chancado Por otro lado, si se excede el límite elástico en los puntos donde se aplica la fuerza, se producirán grietas y roturas, las cuales originan que la energía de deformación fluya hacia la superficie y las grietas se propaguen causando fractura.

2.3.2. Factores que determinan el proceso de lixiviación:

Según **Ramos, (1997)** Por la complejidad del mineral y tener un comportamiento refractario a la flotación, se optó por llevar a cabo trabajos de investigación mediante el proceso de lixiviación. Teniendo como precedente los resultados de investigación para este mineral, tanto lo ejecutado por la misma empresa, por el Dr. Luis E. Calzada y los resultados de las pruebas preliminares de esta investigación, para poder investigar los efectos sobre la recuperación de plata.

La rapidez de disolución.

Cita por Hurtado, (2019) se incrementa linealmente con el aumento en la concentración de cianuro hasta que se alcanza un máximo, más allá del cual un incremento en la concentración no proporciona una disolución del oro y de la plata, sino por el contrario tiene un efecto retardante.

Se han propuesto las siguientes fórmulas para la disolución de la Ag en soluciones de cianuro diluidas:



A esta ecuación se le conoce como la ecuación de Elsner.



Esta ecuación fue sugerida por Janin.

- Una solución acuosa de cianuro alcalino se hidroliza de la siguiente manera:



El desarrollo de esta ecuación depende de la cantidad del álcali presente en el cianuro que se encuentra libre, si es considerable entonces la descomposición del cianuro se puede considerar despreciable, teniendo un resultado contrario si la cantidad de álcali es insuficiente. La adición de cal a la pulpa de cianuro es prácticamente universal, no sólo para impedir la pérdida de cianuro por hidrólisis sino también para neutralizar cualquier constituyente ácido del mineral, el cual liberaría ácido cianhídrico. En presencia de ácido carbónico se descompone las soluciones de cianuro alcalinas de la siguiente manera:

$$\text{NaCN} + \text{H}_2\text{CO}_3 \rightarrow \text{HCN} + \text{NaHCO}_3$$

La reacción anterior también se puede impedir por el uso de cal o de otros álcalis.

Influencia de la concentración de cianuro:

- **Julián y Smart (1903)**, citado por **Oyarce y Lescano (2015)**, opinan que los cianuros de sodio, potasio, amonio, calcio, estroncio y bario tienen el mismo poder disolvente por radical cianuro para el oro y la plata. La velocidad de reacción en la disolución de la plata se incrementa linealmente conforme aumenta la concentración de cianuro hasta alcanzar un máximo, más allá del cual un incremento en la concentración no proporciona mayor disolución del oro ni de la plata, sino por el contrario tiene un efecto retardante.

La aplicación del calor:

- Según **Hurtado, (2019)** A una solución de cianuro que contenga plata metálica presenta dos factores opuestos que afectan la rapidez de la disolución. El aumento en la temperatura incrementa la actividad de la solución y por lo tanto, la rapidez de la disolución de los valores metálicos (Julian y Smart 1903 – citado por Oyarce y Lescano - 2015). Al mismo tiempo, la cantidad de oxígeno de la solución disminuye debido a que la solubilidad de los gases decrece con el aumento de la temperatura.

Lixiviación de Minerales con contenido de plata:

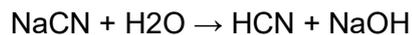
Disolución De La Plata En Soluciones Cianuradas

Se han propuesto las siguientes fórmulas para la disolución del Ag en soluciones de cianuro diluidas:

- 1) $4\text{Ag} + 8\text{NaCN} + \text{O}_2 + 2\text{H}_2\text{O} \rightarrow 4\text{NaAg}(\text{CN})_2 + 4\text{NaOH}$ A esta ecuación se le conoce como la ecuación de Elsner.
- 2) $2\text{Ag} + 4\text{NaCN} + 2\text{H}_2\text{O} \rightarrow 2\text{NaAg}(\text{CN})_2 + 2\text{NaOH} + \text{H}_2$ Esta ecuación fue sugerida por Janin.
- 3) $2\text{Ag} + 4\text{NaCN} + 2\text{H}_2\text{O} + \text{O}_2 \rightarrow 2\text{NaAg}(\text{CN})_2 + 2\text{NaOH} + \text{H}_2\text{O}_2$ El peróxido de hidrógeno se utiliza en la siguiente ecuación:
- 4) $2\text{Ag} + 4\text{NaCN} + \text{H}_2\text{O}_2 \rightarrow 2\text{NaAg}(\text{CN})_2 + 2\text{NaOH}$

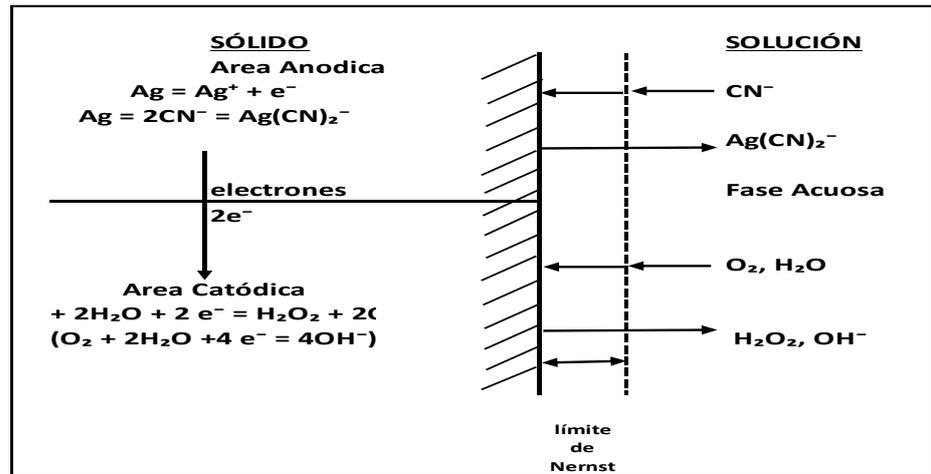
Estas dos últimas ecuaciones fueron sugeridas por Boldaender. Sin embargo, la mayoría de las ecuaciones son muy semejantes a las propuestas por Elsner.

La ecuación de Elsner procederá hasta que todo el cianuro se haya consumido o hasta que todo el metal haya pasado a solución. Una solución acuosa de cianuro alcalino se hidroliza de la siguiente manera:



La adición de cal a la pulpa de cianuro es prácticamente universal, no sólo para impedir la pérdida de cianuro por hidrólisis sino también para neutralizar cualquier constituyente ácido del mineral, el cual liberaría ácido cianhídrico.

Figura 2 Menas de los minerales más importantes.



Nota. Nos hace referencia en el comportamiento de la solución a la reacción con el cianuro tanto en su zona anódica y en la catódica todo ello en un medio acuoso.

Química de las soluciones de cianuro:

Las sales de cianuro de sodio y cianuro de potasio se disuelven y ionizan en agua, formando su respectivo catión metálico y iones cianuro libres, de acuerdo a las siguientes reacciones.

- $NaCN = Na^+ + CN^-$
- $KCN = K^+ + CN^-$
- NaCN 53.1, %CN 48 g/100 cc a 25°C
- KCN 40.0, %CN 50 g/100 cc a 25°C

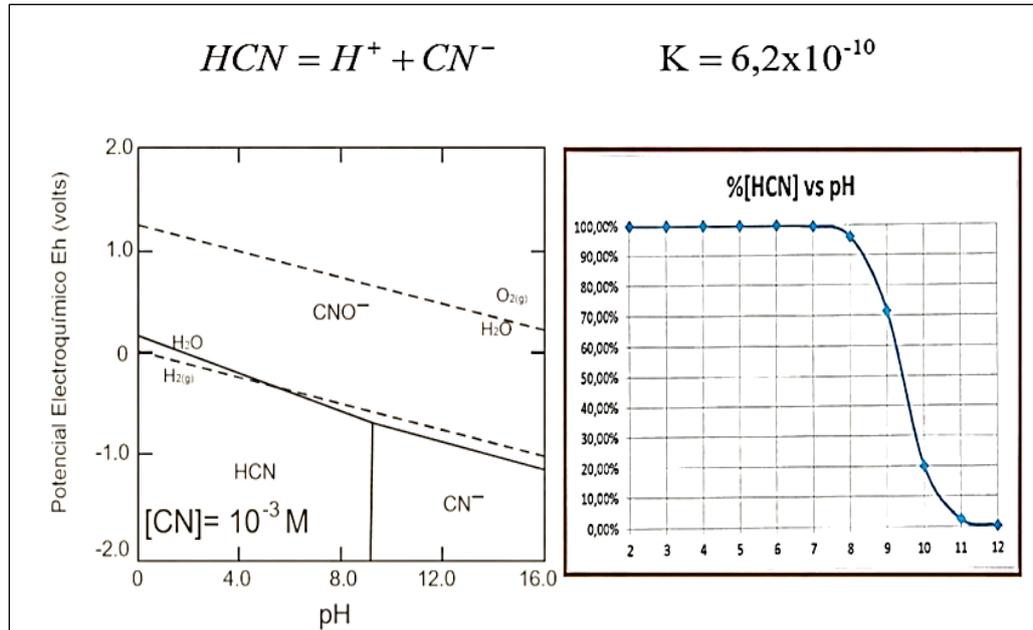
Uno de los problemas asociados al proceso de cianuración es la hidrólisis del cianuro en agua para formar ácido cianhídrico con el correspondiente aumento de pH.

- $CN^- + H_2O = HCN + OH^-$

El ácido cianhídrico es un ácido débil el cual tiene una incompleta disociación. (Hurtado,1997)

Diagrama Potencial pH – Cianuro H₂O.

Figura 3 Diagrama Potencial pH – Cianuro H₂O.



Nota: hace referencia al comportamiento del cianuro vs el pH a menor pH

mayor % de reacción y a un mayor pH el % disminuye

REACTIVOS DE LIXIVIACION: según **Hurtado, (2019)** Los reactivos de la lixiviación son sin duda alguna el componente y una de las variables más importantes del proceso debido a que la lixiviación no se puede efectuar sin ellos. El número de materiales de alta y buena lixiviación es tan restringido (cobre, azufre, plomo y unos pocos más) y su importancia relativa tan limitada que no es posible afirmar que la lixiviación contemporánea se pueda efectuar sin agente lixivante (cianuro de sodio). Por otra parte, hay que recordar que la lixiviación tiene que darse en un medio alcalino para así evitar la formación de HCN que es un gas altamente venenoso y que se produce con un pH ácido. De este modo queda establecido que los reactivos de lixiviación son absolutamente necesarios para cualquier proceso de este tipo. Siendo un elemento tan indispensable del proceso, los reactivos de lixiviación lo influyen además con una extraordinaria sensibilidad. No solamente influye el tipo de reactivo que se agrega, sino que también toda la combinación de reactivos (fórmula de

lixiviación), su cantidad relativa y absoluta, punto y método de adición y múltiples otros factores que a veces escapan a una definición precisa. Se ha comprobado que los efectos favorables o desfavorables causados por otras variables (molienda, cianuración, densidad de la pulpa, ph, etc.) nunca pueden sobrepasar en su importancia los efectos positivos o negativos de una fórmula de reactivos. No es raro, entonces, que a la investigación de los reactivos y al estudio de la fórmula más apropiada se dedique generalmente la mayor parte del esfuerzo en la solución del problema metalúrgico de un mineral.

Es conveniente destacar la complejidad del problema que representa la selección de una fórmula apropiada de la lixiviación. Como se sabe, la adsorción de reactivos se basa en un equilibrio de iones de la pulpa que determina los potenciales cinéticos, electroquímico y la disolución de las partículas de mineral valiosa. Este equilibrio es difícil de controlar o preveer, tomando en consideración que aparte de los reactivos introducidos conscientemente en la pulpa, hay una considerable variedad de iones provenientes de las impurezas que trae el mineral mismo y de las aguas industriales.

CLASIFICACIÓN DE LOS REACTIVOS: Son tres los grupos principales de flotación, en los cuales se clasifican hoy los reactivos de flotación. Estos grupos son:

1. Los agentes lixiviantes, que se encargan de diluir o disolver el metal valioso en la pulpa.
2. Los reguladores de ph, es la que se encarga de regular el ph óptimo para el proceso de lixiviación e impedir la generación de HCN o gas venenoso muy perjudicial para el proceso y el medio ambiente.
3. Los agentes oxidantes, constituidos por una planta generadora de Oxígeno Industrial la cual es inyectada por medio de un sombrero chino y unos inyectores de anillo hacia la pulpa la cual es muy importante ya que nos permitirá oxidar los sulfuros presentes en los minerales.

2.4. Formulación de hipótesis

2.4.1. Hipótesis general:

El estudio metalúrgico del Blending de pirita-óxidos influye en la recuperación de plata y oro en la planta de óxidos de la compañía minera volcán. S.A.C. – 2023.

2.4.2. Hipótesis específicas:

si determinamos y desarrollamos la caracterización mineralógica, entonces, influirá en el Blending de pirita-óxido en la planta de óxidos de la compañía minera volcán S.A.C. – 2023.

Si determinamos los parámetros metalúrgicos más importantes del Blending de pirita-óxido entonces influirá en la recuperación de plata-oro en la planta de óxidos de la compañía minera volcán S.A.C. – 2023

2.5. Identificación de variables

2.5.1. Variable independiente

Estudio metalúrgico del Blending de pirita-óxidos

2.5.2. Variable dependiente

Recuperación de plata y oro.

2.5.3. Variable intervinientes

- Ley de cabeza
- Grado de liberación
- Work index
- Ph

2.6. Definición operacional de variables e indicadores

Tabla 2 Variable e indicadores de operación.

Ítem	Variables	Dimensiones	Indicadores
V.I	Estudio metalúrgico del Blending de pirita-óxidos	Determinación de las características físicas y químicas	Gravedad específica, Granulometría, P80 y work index.
		Ensayes de lixiviación por agitación.	Tiempo de residencia en horas, contenido de Plata y Oro por frentes de stock piles.
V.D	Recuperación de oro	Condiciones óptimas del proceso de lixiviación.	NaCN, NaOH
		% Recuperación de Plata y oro	gr/Ton

Nota. fuente propia de variables e indicadores de operación.

CAPÍTULO III

METODOLOGÍA Y TÉCNICAS DE INVESTIGACIÓN

3.1. Tipo de investigación

3.1.1. Tipo de la investigación realizada:

Esta investigación por el nivel de conocimientos es aplicada, según **Carrasco, (2017)**, se caracteriza “por tener propósitos prácticos inmediatos bien definidos, es decir, se investiga para actuar, transformar, modificar o producir cambios en un determinado sector de la realidad” (p. 43).

3.2. Nivel de investigación

De acuerdo a la profundidad de la investigación, alcanza el nivel predictivo (**Bernal, 2016**).

3.3. Métodos de investigación

Con enfoque cuantitativo, se aplicó el método científico, por su naturaleza es inductiva - deductiva, siendo este método la lógica más confiable de producir conocimiento, considerando el nivel experimental.

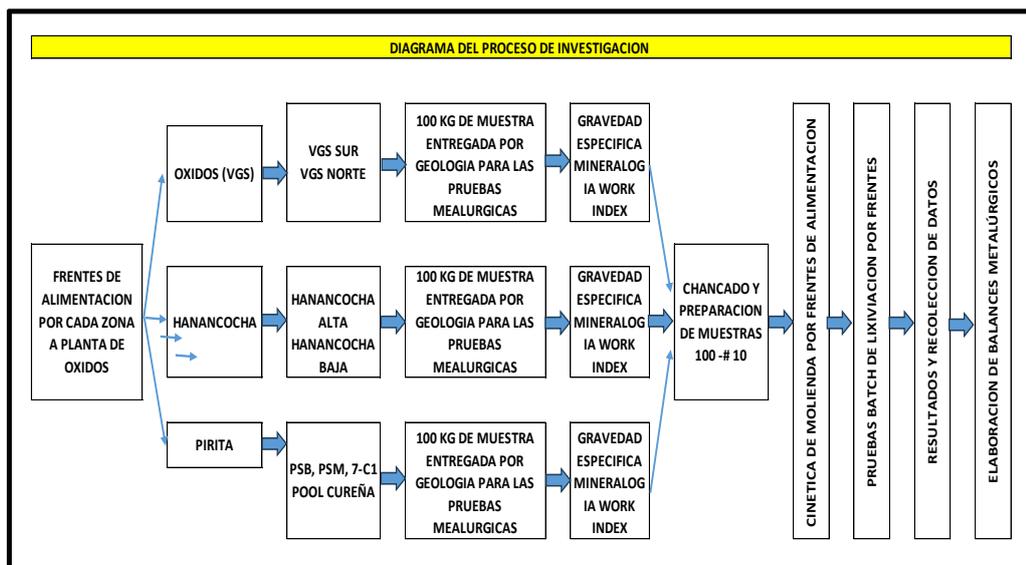
Experimental. Se manipuló la muestra para caracterizar la variable independiente y obtener respuestas al fenómeno producido (**Bernal, 2016, pág. 145**).

3.4. Diseño de investigación

El diseño de investigación es experimental, visto que se manipulará intencionalmente la variable independiente y no existe un grupo de control; además, los hechos se investigan en un momento determinado (**Carrasco, 2017**).

De acuerdo con la metodología y el diseño de la investigación, las pruebas experimentales se controlan, controlando la variable independiente y las intervenciones ambientales que afectan o contribuyen al resultado de la variable dependiente.

Figura 4 Diagrama de planificación.



3.5. Población de muestra

3.5.1. Población

La población representa a las zonas de stock piles por frentes mineralizadas de la Empresa Óxidos de Pasco (Compañía Minera Volcan), en este caso la población de estudio está compuesto por los tajos VGS (óxidos), hanancocha (caliza-óxidos), y PSB, PSM, 7-C1, Pool Cureña (piritas sulfuradas). En su forma natural y completa.

3.5.2. Muestra

Se realizó un muestreo por parte de área de Geología de la Empresa en mención, para la obtención de muestras de cada zona, las cuales fueron entregadas al laboratorio metalúrgico para realizar las pruebas correspondientes, la muestra de cada zona es entregada en un promedio de cada frente de alimentación de 40 a 45 kg de las tres zonas de stock piles.

Para calcular el número de muestras a obtener (a partir de las muestras por frente VGS, Hanancocha Y Pirita) se desarrolla por el método de Pierre Gy:

- Densidad de $Au_2S = 19.3 \text{ g/cm}^3$
- Densidad de la ganga = 3.1 g/cm^3
- Peso molecular del Au = $196,9 \text{ g/mol}$
- Peso molecular de la ganga = $32,06 \text{ g/mol}$

Teoría de Gy

$$M = \frac{Cd^3}{S^2}$$

Constante de Muestra

$$C = Fglm$$

$$F = 0,2$$

$$G = 0,25$$

Factor de liberación

$$l = \sqrt{\frac{L}{d}}$$

$$l = \sqrt{\frac{54 \mu m}{2000 \mu m}} = 0,164$$

Factor mineralógico

$$M = \frac{1-a}{a} [(1-a)r + at]$$

$$M = 5,4\%Au \longrightarrow Au_2S$$

$$\%Au = \frac{PM Au}{PM Au} \times 100$$

$$\%Au = \frac{196,9}{196,9 + 32,06} \times 100$$

$$\%Au = 85,9\%$$

$$= 100\% Au_2S \longrightarrow Au_2S$$

$$= ? \longrightarrow Au_2S$$

$$\%Au_2 = 6,2\%$$

Factor Mineralógico

$$m = \frac{1 - a}{a} [(1 - a)r + at]$$

$$m = \frac{1 - 6,2}{6,2} [(1 - 6,2)19,3 + 6,2(3,1)]$$

$$m = 68,05 \text{ g/cm}^3$$

Constante de muestra

$$C = Fglm$$

$$C = 0,2(0,25)(0,16)(68,05)$$

$$C = 0,544$$

Aplicando la Teoría de Gy

$$M = \frac{Cd^3}{S^2}$$

$$M = \frac{0,54(0,2)^3}{0,01^2}$$

$$M = 43,2 \text{ Kg}$$

3.6. Técnicas de instrumentos de recolección de datos

3.6.1. Técnicas de recolección de datos

Para la ejecución del proyecto de tesis se utilizó las siguientes técnicas, que a continuación detallo:

La observación. Esta técnica lo utilice para realizar el acopio del material extraído de las zonas de stock piles realizadas.

Entrevista. Esta técnica me permitió realizar entrevistas a diversos ingenieros para obtener información respecto a sus experiencias en la lixiviación de minerales oxidados.

Cuaderno de apuntes. Esta técnica se utilizó para realizar anotaciones de los parámetros y dosificaciones de reactivos al proceso de lixiviación por agitación experimental, control del tiempo, ocurrencias.

Análisis de reportes. Mediante esta técnica se obtuvo los reportes de las pruebas metalúrgicas y la eficacia del control en la dosificación de reactivos.

Instrumento de recolección de datos

Como instrumentos de recolección de datos hacemos uso de:

Reporte de pruebas metalúrgicas. En este instrumento se recolecto los resultados de las pruebas metalúrgicas realizadas en el laboratorio; condiciones de las pruebas, análisis de cada zona de stock piles para su recuperación.

Graficas de recuperación. Este instrumento nos permitió comprender la evolución de la recuperación de plata – oro en diferentes zonas y tomar decisiones.

3.7. Selección, validación y confiabilidad de los instrumentos de investigación

La obtención de datos será obtenida de los reportes metalúrgicos del laboratorio metalúrgico las cuales fueron reportados por los jefes de guardia durante todo el proceso.

Reportes químicos elaborados en el programa Excel a su vez se utilizaron el SAP como medio de reporte para la lixiviación a diferentes tiempos de residencia y diferentes micras.

Balances metalúrgicos en Microsoft Excel, para la comparación de la recuperación de plata y oro a diferentes condiciones y así evaluar tomar la mejor decisión.

Para el procesamiento y análisis de datos de los datos se utilizará el Microsoft Excel, SAP. que nos va permitir elaborar las tablas y gráficos. Y el análisis de datos se aplicará a estas tablas como a los gráficos.

3.8. Técnicas de procesamiento y análisis de datos

3.8.1. Técnicas de procesamiento

Análisis químico. Previo al ensayo químico, se preparó las muestras obtenidas de mayor influencia de los frentes de alimentación VGS (óxidos), hanancocha (caliza-óxidos), y PSB, PSM, 7-C1, Pool Cureña (piritas sulfuradas), para realizar un Blending óptimo en la Empresa Óxidos de Pasco SAC (Planta de Óxidos), Se clasifico porque son frentes de mayor contenido de plata -oro ya que tenían similares características en su mineralogía como son sus leyes por zonas. Se realizó en la empresa titular de la concesión, para el análisis químico.

Análisis granulométrico. Las muestras obtenidas, fue analizada por la serie de tamices Tylor, y se determinó el grado óptimo de molienda para llevarlo a cianuración por agitación experimental.

Análisis mineralógico. Los titulares de la empresa concesionaria, solicitaron los servicios de terceros para caracterizar mineralógicamente los minerales en estudio, con resultados confiables.

Pruebas de lixiviación por agitación. Con las muestras preparadas a una molienda adecuada, se procedió a realizar las pruebas de lixiviación por agitación en dos etapas; las primeras pruebas aisladas para evaluar el tiempo de acondicionamiento con los reactivos lixiviantes, desarrollando pruebas a 10, 15 y 210 minutos de molienda de la pulpa; el factor más importante es crear condiciones superficiales y de liberación para realizar la lixiviación por agitación. Del mismo modo se procedió a realizar pruebas de lixiviación por agitación, variando la concentración de cianuro versus pH, versus tiempo de 4,6,12,17,33 y pruebas de lixiviación, se utilizó reactivos (cianuro de sodio, cal, peróxido de

hidrogeno, ácido sulfúrico, floculante, polvo de zinc, etc) con dosificaciones estandarizadas para el Blending y optimizar el tratamiento de mineral con contenido de plata, en la Empresa Óxidos de Pasco S.A.C.

3.8.2. Análisis de datos

Para el análisis de datos de la recuperación de oro y plata se hará uso del Microsoft Excel, como también el análisis de los gráficos y tablas de las recuperaciones de plata y oro dentro de los frentes de alimentación, VGS, Hanancocha y Piritas.

3.9. Tratamiento Estadístico

Para la contratación de la hipótesis se utiliza el análisis de varianza t de Student el cual nos va permitir aceptar o rechazar la hipótesis planteada.

3.10. Orientación ética filosófica y epistémica

La preparación de este trabajo de investigación fue escrita y reportada utilizando los estándares APA y la elaboración del estudio se realizó respetando la autoría de las citas bibliográfica, de igual manera en la elaboración del marco teórico. Así mismo se elaboró el estudio con todo el empeño aplicando la ética profesional del investigador.

CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. Descripción del trabajo de campo

Se realizó un muestreo por parte de área de Geología de la Empresa en mención, para la obtención de muestras de cada zona, las cuales fueron entregadas al laboratorio metalúrgico para realizar las pruebas correspondientes, la muestra de cada zona es entregada en un promedio de cada frente de alimentación de 40 a 45 kg de las tres zonas de stock piles.

Se determinó las características físicas del Blending (Wi), que se presenta a continuación:

Work Index por el Método de F. Bond (Wi)

La prueba de Work Index de Bond (bolas), consiste en un proceso de ciclo cerrado de molienda y clasificación en seco, el realizado hasta obtener un estado de equilibrio.

Equipo.

La prueba es realizada en un molino especial de bolas, con características específicas, las dimensiones internas son de 12" X 12". La velocidad de trabajo es de 70 RPM y está equipado con un contador de revoluciones. La carga de bolas es de 285 unidades de bolas de acero, con dimensiones y pesos estándar como se detalla.

Tabla 3 Distribución de Bolas y tamaño promedio.

N° DE BOLAS	TAMAÑO
25 balls	1 ½ inch (1.50)
39 balls	1 ¼ inch (1.25)
60 balls	1 inch (1.00)
68 balls	7/8 inch (0.875)
93 balls	¾ inch (0.75)
285 balls	Total wt= apx.44.5 lbs

Nota: fuente propia tomada del área de laboratorio metalúrgico.

Figura 5 Molino de Work Index.



Nota: fuente propia.

Muestra

La muestra en evaluación fue tritura y tamizado al 100% menos la malla #10 que es la granulometría estándar de alimentación para las pruebas de Work Index. Luego fueron homogenizado y cuarteada mediante cortador jones y formación de conos tal como se detalla en la figura.

Para cerrar el ciclo de molienda se requiere una malla de corte. Para este caso, se consideró la malla #100 Tyler. Las muestras con alta proporción de finos presentan dificultad para ser tamizadas en seco, motivo por el cual se recomienda un especial cuidado en la preparación mecánica.

Figura 6 *Formación de conos para cortar con cuarteador Jones.*



Nota: fuente propia.

Figura 7 Llenado de la muestra en una probeta de 100cc



Nota: fuente propia.

Procedimiento.

La muestra es homogenizada, coneadada y cuarteada usando un Cortador de Jonnes hasta obtener sub-muestras de 1400 a 1500g.

Seleccionar la malla de corte, que normalmente es la malla #100 determinar el F80 de la muestra.

Llenar una probeta de 1000 cc, hasta alcanzar un volumen de 700 cc. El peso de este volumen de muestra es la carga inicial para el molino y es mantenido durante el desarrollo de la prueba.

El primer ciclo de molienda es corrido a 100 revoluciones para producir aproximadamente 500 a 600 gramos de producto fino pasante a la malla de corte seleccionada.

La fracción de sobre tamaño o mayor a la malla #100, es retornada al molino para un segundo ciclo, en el cual se restablece el peso original de los 700cc; siendo la carga fina reemplazada por un peso igual de muestra fresca.

La unidad de peso del producto fino producido en términos de g/revolución, se le denomina moliendabilidad del ciclo, y es usado para estimar el número de revoluciones requerido para el próximo ciclo de molienda.

Los ciclos cerrados se continúan hasta encontrar un estado de equilibrio, esta condición es indicada por pequeños cambios en la moliendabilidad de un ciclo a otro. En este punto, el peso del producto fino deberá alcanzar un promedio del 250% de la carga requerida.

Una alimentación apropiada, permite llegar al equilibrio realizando 4 a 7 ciclos de molienda; pero la presencia de excesivas partículas finas en el alimento fresco, podría prolongar el tiempo para llegar al estado de equilibrio.

Después de haber logrado el equilibrio, las moliendabilidad (g/revolución) de los dos últimos ciclos son promediadas. Este valor promedio es tomado como una moliendabilidad estándar de Bond para calcular el Work Index, como se muestra en la ecuación empírica de Bond. (1).

El producto fino menos la malla#100 producido en los dos últimos ciclos es mezclado, homogenizado y cuarteado para el análisis granulométrico. Calculo del P80.

Finalizada la Prueba de moliendabilidad, el Wi es calculado usando la ecuación empírica determinada por Bond en 1960. (1)

$$W_{i_{Bond}} = \frac{44.5}{P_1^{0.23} \cdot Gpb^{0.82} \cdot \left(\frac{10}{\sqrt{P_{80}}} - \frac{10}{\sqrt{F_{80}}} \right)}$$

Donde:

- WI Bond : Work Index de Bond. (Kwh/TM).
- P1 : Malla de Corte. Micrones (En nuestro caso malla#100).
- Gpb : Moliendabilidad (g/rev).
- F80 : Tamaño al 80% pasante de la alimentación (μ)
- P80 : Tamaño al 80% pasante del producto (μ)

Resultados:

Después de cerrar con 4 ciclos se procedió al cálculo del Work Index teniendo como resultado 17.66 Kw-h/TM.

Para confirmar dicho cálculo se realizó mediciones del consumo de energía del motor que promedia en 1.25 Amperios para un motor de 1HP o 0.75Kw dando su consumo neto de 0.61Kw.

Tabla 4 Condiciones para el cálculo del work index.

PRUEBA ESTANDAR DE WORK INDEX	
Fecha	7-set-23
Muestra del mineral Blending	
Volumen	700CC
Peso de muestra	1401,42
% M100	0,423
Pfi	400,41
Carga circulante	250%
Malla de corte	147 micras malla #100
Moliendabilidad	1,6986 gr/ revolución
F 80	984,35 micras
P 80	127,21 micras
Consumo de energía	1,25 Amperios
Work index	17,66 Kwh/TM

Nota: fuente tomados de los ciclos que se realizaron para hallar el work index.

4.2. Presentación análisis e interpretación de resultados

4.2.1. Caracterización mineralógica de la muestra representativa

a) Caracterización mineralógica

En las muestras representativas de cada tajo se realizó un análisis microscópico, obteniéndose como resultado las siguientes especies mineralógicas:

La composición mineralógica según estudios anteriores del depósito es:

Ag Nativa	Lipidocrosita	Gohetita
Plumbojarosita	Argentojarosita	Caolinita
Cerusita	Anglesita	Smithsonita
Calamina	Limonita	

Figura 8 Mineralogía de los frentes VGS, HANANCOCHA y PIRITAS.

CUERPOS DE Pb-Zn		
Esfalerita	Galena	Marmatita
Pirita	Pirrotita	Marcasita
Magnetita	Argentita	Polibasita
Pirargirita	Hinsdalita	Tetraedrita
Tenantita	Covelita	Calcosita
Calcopirita	Gratonita	Jamesonita
Realgar	Oropimente	Arsenopirita
Revoredorita	Azufre	Siderita
Dolomita	Sílice	Vivianita
Bournonita	Emplectita	Bismutinita
VETAS Y CUERPOS DE Cu-Ag		
Enargita	Luzonita	Pirita
Cuarzo	Esfalerita	Galena
Marcasita	Tenantita	Tetraedrita
Calcopirita	Bornita	Calcosita
Covelita	Famatinita	Bismutinita
Wolframita	Minerales Au	Pirargirita
Barita		
CUERPOS DE Ag		
Pirita	Calcedonia	Matildita
Aramayoita	Plata Nativa	Estefanita
Polianita	Argentita	Pirargirita
Hematita	Marcasita	Esfalerita
Realgar	Bismutinita	Tenantita
Alunita		
CUERPOS SUPÉRGENOS DE Cu		
Calcosita	Covelita	Estromeyerita
PACOS		
Ag Nativa	Lipidocrosita	Gohetita
Plumbojarosita	Argentojarosita	Caolinita
Cerusita	Anglesita	Smithsonita
Calamina	Limonita	

NOTA: Se detalla a continuación la caracterización mineralógica de fases presentes en el contenido de plata mediante la tecnología TIMA. Se utilizó el

método BPS (Bright Phase Search), que fue realizado a 6 muestras con contenido de minerales plata, proveniente de SGS Perú, Minera Volcán.

El objetivo del estudio es de identificar la ocurrencia de minerales plata, grados de exposición y asociaciones de los minerales de plata.

Se incluyen imágenes representativas de las fases encontradas por muestra.

b) Caracterización química

Tabla 5 *Ensayes químicos de tajos*

Zona	Ag(g/t)	Ag(Oz/t)	Au(g/t)	Cu_%	Zn_%	Pb_%	Fe_%
Vgs	168.00	5.40	1.33	0.18	0.13	0.04	12.49
Hanancocha	145.45	4.68	0.07	0.09	0.10	0.16	19.80
Pirita	285.71	9.19	0.06	1.61	3.39	4.33	20.84

Nota: % de metals dentro de los frentes que ingresaran a planta.

4.2.2. Determinación de parámetros de lixiviación

Preparación de la muestra de los frentes de alimentación VGS, Hanancocha y Piritas

Se extrajo muestra representativa de cada una de las zonas VGS, (óxidos), hanancocha (caliza-óxidos), y PSB, PSM, 7-C1, Pool Cureña (piritas sulfuradas); El peso de las muestras está en un rango de (40-45) Kg. Y cada una de estas muestras de llevo a laboratorio metalúrgico para realizar cuarteos sucesivos de cada muestra, para obtener una muestra final representativa de 10 Kg por cada zona, estas muestras fueron traídas por el área de Geología, debidamente codificadas con el nombre de cada zona y se guardó una contra muestra para su posterior análisis si hubiera más pruebas por realizadas.

Los 40 a 45 Kg de cada muestra con una codificación VGS (óxidos), hanancocha (caliza-óxidos), y PSB, PSM, 7-C1, Pool Cureña (piritas sulfuradas), se llevó al laboratorio de preparación de muestras 100% Obtención de la muestra representativa Como ya se describió anteriormente todo el material de trabajo estará a 100% a malla -10, después de esto se realizó cuarteos para obtener muestras representativas cada uno de 500 gr para las demás pruebas metalúrgicos de investigación, una parte de va directamente

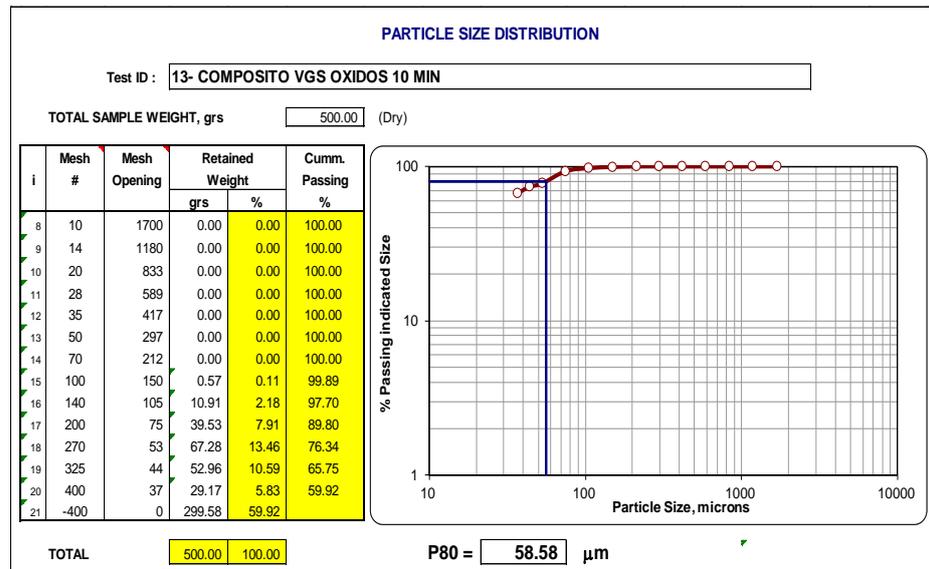
para pruebas de moliendabilidad y dureza del mineral, otra parte está destinada para las pruebas de lixiviación Batch y por último se obtuvo muestras representativas para confirmar el error de muestreo con el análisis de cabeza obtenido en geología y por medio del muestro de cada zona.

Cálculo de la cinética de molienda:

Para esta prueba se preparó 500 g de muestra para cada estudio a realizar y los resultados fueron los siguientes:

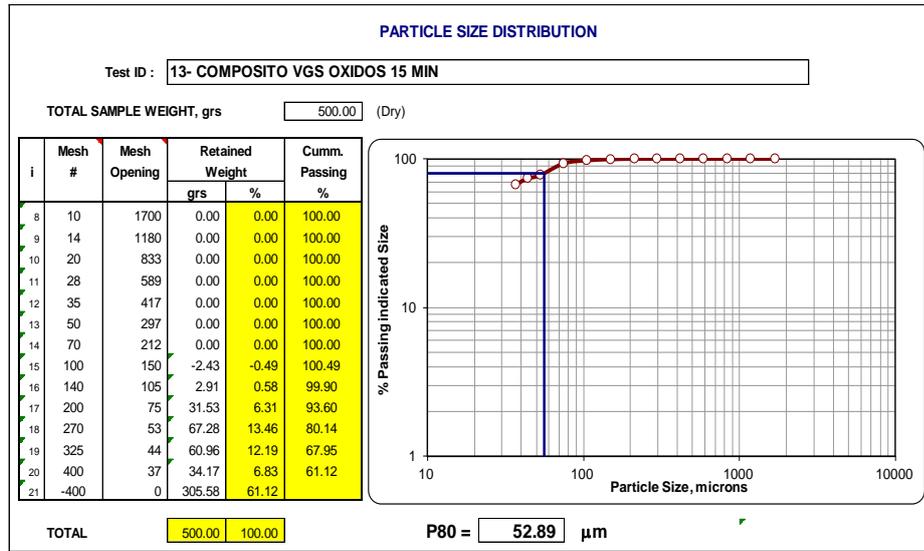
Cálculos de moliendabilidad para el frente VGS:

Figura 9 Distribución granulométrica para un tiempo de 10 minutos.



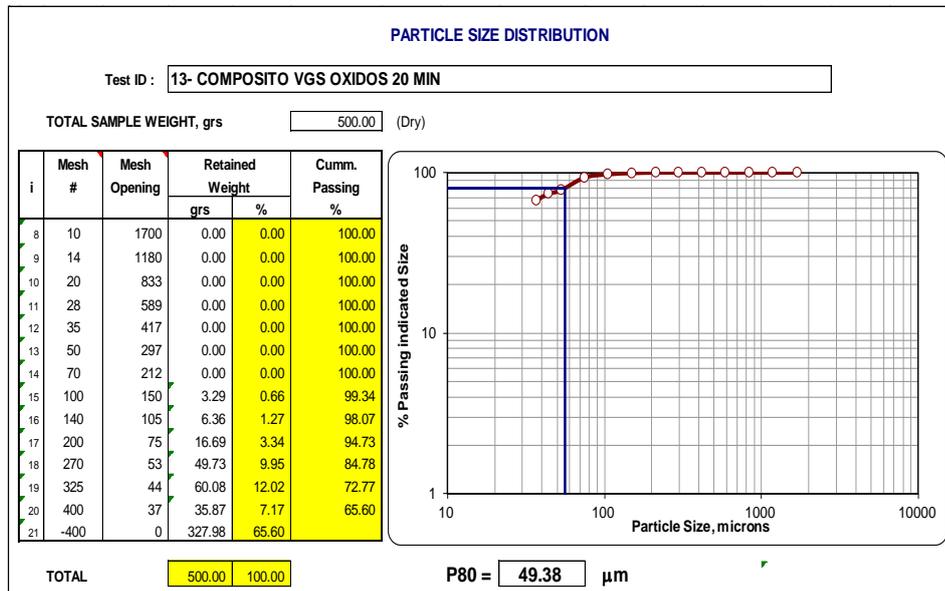
Nota. Fuente propia obtenida de los datos de la distribución granulométrica para hallar el p80.

Figura 10 Distribución granulométrica para un tiempo de 15 minutos.



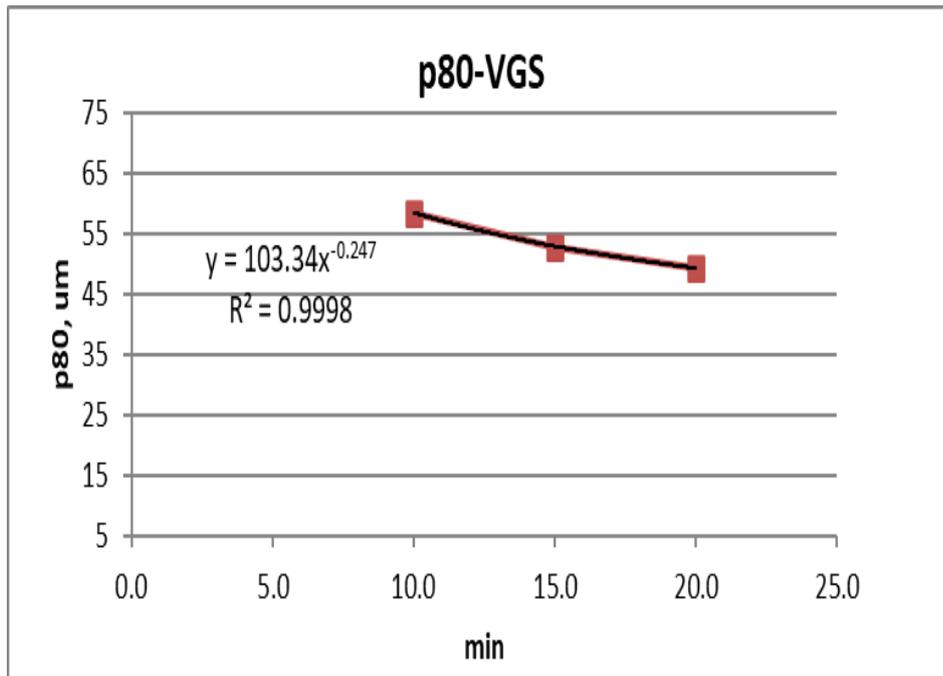
Nota. Fuente propia obtenida de datos de la distribución granulométrica para hallar el p80.

Figura 11 Distribución granulométrica para un tiempo de 20 minutos.



Nota. fuente propia obtenida de datos de la distribución granulométrica para hallar el p80.

Figura 12 Ecuación Lineal para interpolar los tiempos de Molienda.



Nota. fuente propia obtenida de datos a diferente tiempo y a diferentes micrones como se aprecia en la figura llega a tender a una línea recta.

Tabla 6 Tabla de Interpolación para los tiempos de Molienda del frente VGS.

X	tiempo	10.0	15.0	20
Y	P80	59	53	49

tiempo	3	5	6	8	10	15	18	20	25	30	35	40
P80	79	69	66	62	59	53	51	49	47	45	43	42

Condiciones de cianuración para Muestra de 500g, a diferente tiempo y p80.

Pruebas de cianuración Batch (100,74,54,45 y 30 μm):

Pruebas de cianuración zona de óxidos VGS

Tabla 7 Condiciones de Operación del composito de VGS a (100µm,):

CONDICIONES DEL MINERAL	DATOS DEL COMPOSITO VGS
PESO MINERAL. g	500,00
PESO SOLUCION g	611,1
PESO TOTAL g	1111,10
Tipo de Prueba	Agitación
NaCN, ppm	2455
NaCN, kg/t	3,00
P80, µm	100
Dilucion (L/S)	1,22
% Solido	45

Nota. fuente propia de datos de las condiciones obtenidas en laboratorio.

Tabla 8 Condiciones de Operación del composito de VGS a (74 µm):

CONDICIONES DEL MINERAL	DATOS DEL COMPOSITO VGS
PESO MINERAL. g	500,00
PESO SOLUCION g	611,1
PESO TOTAL g	1111,10
Tipo de Prueba	Agitación
NaCN, ppm	2455
NaCN, kg/t	3,00
P80, µm	74
Dilucion (L/S)	1,22
% Solido	45

Nota. fuente propia de datos de las condiciones obtenidas en laboratorio

Tabla 9 Condiciones de Operación del composito de VGS a (54 μm):

CONDICIONES DEL MINERAL	DATOS DEL COMPOSITO VGS
PESO MINERAL. g	500,00
PESO SOLUCION g	611,1
PESO TOTAL g	1111,10
Tipo de Prueba	Agitación
NaCN, ppm	2455
NaCN, kg/t	3,00
P80, μm	54
Dilucion (L/S)	1,22
% Solido	45

Nota. fuente propia de datos de las condiciones obtenidas en laboratorio.

Tabla 10 Condiciones de Operación del composito de VGS a (45 μm):

CONDICIONES DEL MINERAL	DATOS DEL COMPOSITO VGS
PESO MINERAL. g	500,00
PESO SOLUCION g	611,1
PESO TOTAL g	1111,10
Tipo de Prueba	Agitación
NaCN, ppm	2455
NaCN, kg/t	3,00
P80, μm	45
Dilucion (L/S)	1,22
% Solido	45

Nota. fuente propia de datos de las condiciones obtenidas en laboratorio.

Tabla 11 Condiciones de Operación del composito de VGS a (30 μm):

CONDICIONES DEL MINERAL	DATOS DEL COMPOSITO VGS
PESO MINERAL. g	500,00
PESO SOLUCION g	611,1
PESO TOTAL g	1111,10
Tipo de Prueba	Agitación
NaCN, ppm	2455
NaCN, kg/t	3,00
P80, μm	30
Dilucion (L/S)	1,22
% Solido	45

Nota. fuente propia de datos de las condiciones obtenidas en laboratorio.

Tabla 12 Variables para la lixiviación por agitación del composito de VGS a 100 μm .

VARIABLE	P80 (Granulometría)
Tiempo de Pre - Oxidación, h	8
Tiempo de Lixiviación, h	48
Wf mineral, g	496,54
Wf solución, g	611,1
TIEMPO DE MOLIENDA:	3 min. 20 seg.
CAL EN LA MOLIENDA:	4

Nota. fuente propia de datos de las condiciones obtenidas en laboratorio.

Tabla 13 Variables para la lixiviación por agitación del composito de VGS a 74um.

VARIABLE	P80 (Granulometría)
Tiempo de Pre - Oxidación, h	8
Tiempo de Lixiviación, h	48
Wf mineral, g	498,22
Wf solución, g	611,1
TIEMPO DE MOLIENDA:	5 min. 20 seg.
CAL EN LA MOLIENDA:	4

Nota. fuente propia de datos de las condiciones obtenidas en laboratorio.

Tabla 14 Variables para la lixiviación por agitación del composito de VGS a 54um.

VARIABLE	P80 (Granulometría)
Tiempo de Pre - Oxidación, h	8
Tiempo de Lixiviación, h	48
Wf mineral, g	496,21
Wf solución, g	611,1
TIEMPO DE MOLIENDA:	14 min. 20 seg.
CAL EN LA MOLIENDA:	4

Nota. fuente propia de datos de las condiciones obtenidas en laboratorio.

Tabla 15 Variables para la lixiviación por agitación del compuesto de VGS a 45um.

VARIABLE	P80 (Granulometría)
Tiempo de Pre - Oxidación, h	8
Tiempo de Lixiviación, h	48
Wf mineral, g	497,36
Wf solución, g	611,1
TIEMPO DE MOLIENDA:	19 min. 25 seg.
CAL EN LA MOLIENDA:	4

Nota. fuente propia de datos de las condiciones obtenidas en laboratorio.

Tabla 16 Variables para la lixiviación por agitación del compuesto de VGS a 30 um

VARIABLE	P80 (Granulometría)
Tiempo de Pre - Oxidación, h	8
Tiempo de Lixiviación, h	48
Wf mineral, g	497,36
Wf solución, g	611,1
TIEMPO DE MOLIENDA:	19 min. 25 seg.
CAL EN LA MOLIENDA:	4

Nota. fuente propia de datos de las condiciones obtenidas en laboratorio.

Tabla 17 Tiempo y reactivos para la lixiviación por agitación del composito de VGS 100.

HORAS DE LIXIV.	CN- (ppm)	Ph	REACT. AGREGADO	
			NaCN (mg)	CAL (mg)
0	1302	11,6	1500	4000
12	774	11,33		
24	700	11,51		
36	668	11,26		
48	583	11,17		

Nota. En la tabla nos hace referencia al tiempo de lixiviación la ppm de CN el ph para cada tiempo y reactivos agregados en mg.

Tabla 18 Tiempo y reactivos para la lixiviación por agitación del composito de VGS74um.

HORAS DE LIXIV.	CN- (ppm)	Ph	REACT. AGREGADO	
			NaCN (mg)	CAL (mg)
0	1302	11,63	1500	4000
12	721	11,34		
24	647	11,3		
36	615	11,36		
48	530	11,23		

Nota. En la tabla nos hace referencia al tiempo de lixiviación los ppm de CN el pH para cada tiempo y reactivos agregados en mg.

Tabla 19 Tiempo y reactivos para la lixiviación por agitación del composito de VGS 54um.

HORAS DE LIXIV.	CN- (ppm)	Ph	REACT. AGREGADO		
			NaCN	(mg)	CAL (mg)
0	1302	11,22	1500		4000
12	668	11,25			
24	594	11,17			
36	562	11,2			
48	509	11,18			

Nota. En la tabla nos hace referencia al tiempo de lixiviación los ppm de CN el ph para cada tiempo y reactivos agregados en mg.

Tabla 20 Tiempo y reactivos para la lixiviación por agitación del composito de VGS 45 um.

HORAS DE LIXIV.	CN- (ppm)	Ph	REACT. AGREGADO		
			NaCN	(mg)	CAL (mg)
0	1302	11,33	1500		4000
12	668	11,26			
24	594	11,29			
36	530	11,27			
48	477	11,25			

Nota. En la tabla nos hace referencia al tiempo de lixiviación los ppm de CN el ph para cada tiempo y reactivos agregados en mg.

Tabla 21 Tiempo y reactivos para la lixiviación por agitación del composito de VGS 30 μm .

HORAS DE LIXIV.	CN- (ppm)	Ph	REACT. AGREGADO	
			NaCN (mg)	CAL (mg)
0	1302	11,36	1500	4000
12	583	11,29		
24	530	11,26		
36	477	11,12		
48	424	10,91		

Nota. En la tabla nos hace referencia al tiempo de lixiviación los ppm de CN el ph para cada tiempo y reactivos agregados en mg.

Tabla 22 Recuperación de oro y plata a (100 μm) en % del composito de VGS.

HORAS DE LIXIV.	ORO					PLATA				
	SOLUCION (ppm)	SOLUCION (mg)	DES. ACU. M. (mg)	TOTAL (mg)	% RECU. ACUMUL	SOLUCION (ppm)	SOLUCION (mg)	DES. ACU. M. (mg)	TOTAL (mg)	% RECU. ACUMULADO
0	0	0	0	0	0	5	3,0555	0	0	0
12	0,1	0,061	0,003	0,061	7,71	24,3	14,897	0,729	14,85	17,95
24	0,4	0,244	0,015	0,247	31,23	32,4	19,7996	1,701	20,53	24,82
36	0,5	0,306	0,03	0,321	40,45	39,6	24,1996	2,889	25,9	31,31
48	0,63	0,385	0,03	0,415	52,37	46,95	28,6911	2,889	31,58	38,18

Nota. En la tabla 11 se observa una mayor recuperación a 48 Hr de lixiviación llegando a una recuperación máxima de 52,37% de Au y una recuperación de 38,18% Ag con un mineral de P80 de 100 micras con 45% de sólidos.

Tabla 23 Recuperación de oro y plata a (74 µm) en % del compuesto de VGS.

HORAS DE LIXIV.	ORO					PLATA				
	SOLUCION (ppm)	SOLUCION (mg)	DES. ACU. M. (mg)	TOTAL (mg)	% RECU. ACUMUL	SOLUCION (ppm)	SOLUCION (mg)	DES. ACU. M. (mg)	TOTAL (mg)	% RECU. ACUMULADO
0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
12	0,11	0,067	0,003	0,061	8,42	25,3	15,4608	0,759	15,46	18,44
24	0,43	0,263	0,016	0,266	33,34	34,4	21,0218	1,791	21,78	25,98
36	0,55	0,336	0,033	0,352	44,15	45,6	27,8662	3,159	29,66	35,37
48	0,71	0,431	0,033	0,464	58,17	52,95	32,3577	3,159	35,52	42,36

Nota. En la tabla 11 se observa una mayor recuperación a 48 Hr de lixiviación llegando a una recuperación máxima de 58,17% de Au y una recuperación de 42,36% Ag con un mineral de P80 de 74 micras con 45% de sólidos.

Tabla 24 Recuperación de oro y plata a (54 µm) en % del compuesto de VGS.

HORAS DE LIXIV.	ORO					PLATA				
	SOLUCION (ppm)	SOLUCION (mg)	DES. ACU. M. (mg)	TOTAL (mg)	% RECU. ACUMUL	SOLUCION (ppm)	SOLUCION (mg)	DES. ACU. M. (mg)	TOTAL (mg)	% RECU. ACUMULADO
0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
12	0,14	0,086	0,004	0,086	10,83	28,3	17,2941	0,849	17,29	20,67
24	0,48	0,293	0,019	0,298	37,65	38,4	23,4662	2,001	24,32	29,06
36	0,61	0,373	0,037	0,391	49,52	49,6	30,3106	3,489	32,31	38,62
48	0,77	0,471	0,037	0,507	64,21	58,95	36,0243	3,489	39,51	47,22

Nota. En la tabla 11 se observa una mayor recuperación a 48 Hr de lixiviación llegando a una recuperación máxima de 64,21% de Au y una

recuperación de 47,22% Ag con un mineral de P80 de 54 micras con 45% de sólidos.

Tabla 25 Recuperación de oro y plata a (45 µm) en % del composito de VGS.

HORAS DE LIXIV.	ORO					PLATA				
	SOLUCION (ppm)	SOLUCION (mg)	DES. ACUM. M. (mg)	TOTAL (mg)	% RECU. ACUMUL	SOLUCION (ppm)	SOLUCION (mg)	DES. ACUM. M. (mg)	TOTAL (mg)	% RECU. ACUMULADO
0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
12	0,14	0,086	0,004	0,086	10,71	28,3	17,2941	0,849	17,29	20,72
24	0,49	0,299	0,019	0,304	38	38,8	23,7107	2,013	24,56	29,42
	0,63	0,385	0,038	0,404	50,54	51,6	31,5328	3,561	33,55	40,19
48	0,79	0,483	0,038	0,521	65,15	59,95	36,6354	3,561	40,2	48,16

Nota. En la tabla 11 se observa una mayor recuperación a 48 Hr de lixiviación llegando a una recuperación máxima de 64,15% de Au y una recuperación de 48,16% Ag con un mineral de P80 de 45 micras con 45% de sólidos.

Tabla 26 Recuperación de oro y plata a (30 µm) en % del composito de VGS

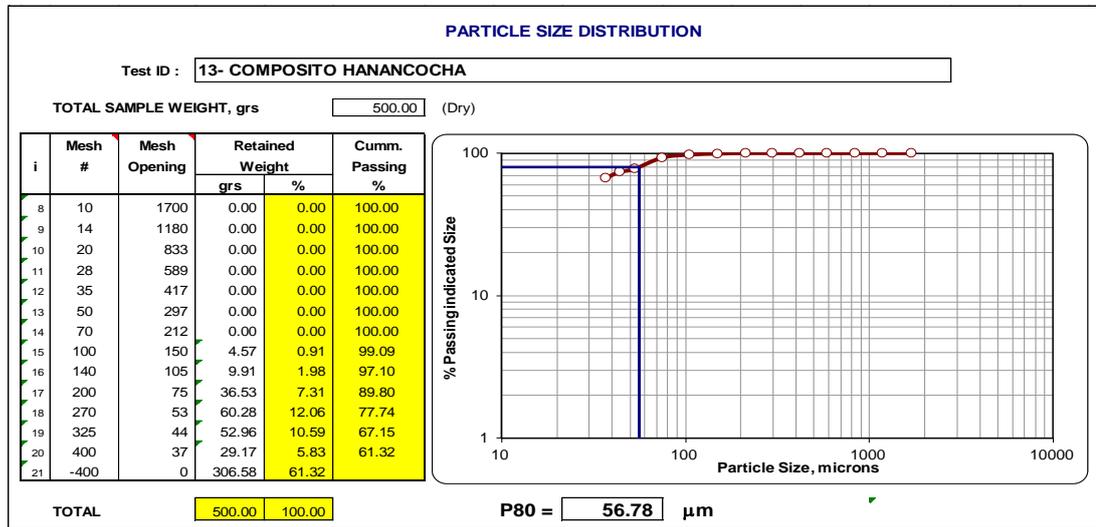
HORAS DE LIXIV.	ORO					PLATA				
	SOLUCION (ppm)	SOLUCION (mg)	DES. ACUM. (mg)	TOTAL (mg)	% RECU. ACUMUL	SOLUCION (ppm)	SOLUCION (mg)	DES. ACUM. (mg)	TOTAL (mg)	% RECU. ACUMULADO
0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
12	0,18	0,11	0,005	0,11	13,84	28,3	17,2941	0,849	17,29	17,29
24	0,52	0,318	0,021	0,323	40,65	38,8	23,7107	2,013	24,56	24,56
36	0,71	0,434	0,042	0,455	57,22	54,6	33,3661	3,651	33,55	35,38
48	0,79	0,483	0,042	0,525	66,05	60,95	37,2465	3,651	40,2	49,04

Nota. En la tabla 11 se observa una mayor recuperación a 48 Hr de lixiviación llegando a una recuperación máxima de 66,05% de Au y una

recuperación de 49,04% Ag con un mineral de P80 de 30 micras con 45% de sólidos.

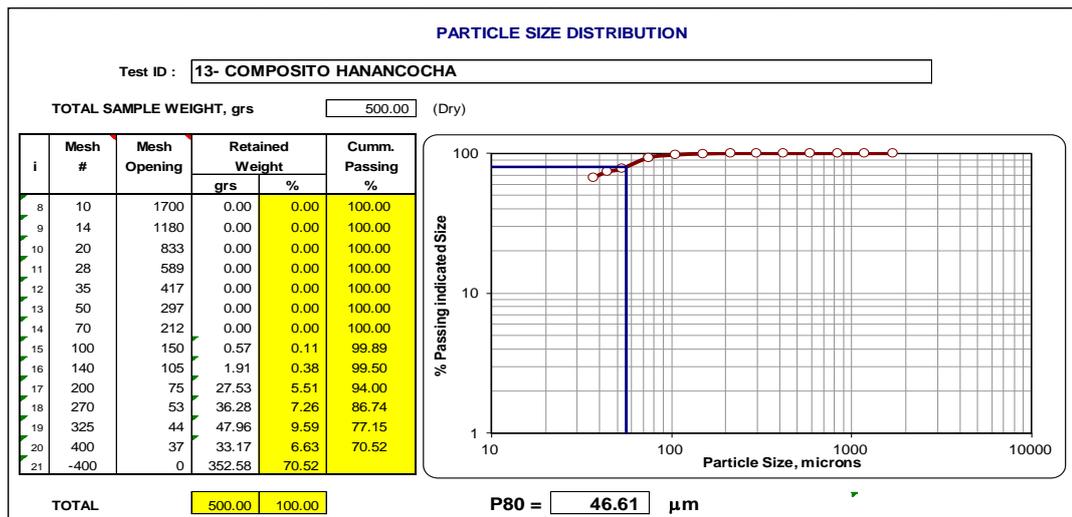
Cálculos de moliendabilidad para el frente Hanancocha:

Figura 13 Distribución granulométrica para un tiempo de 10 minutos.



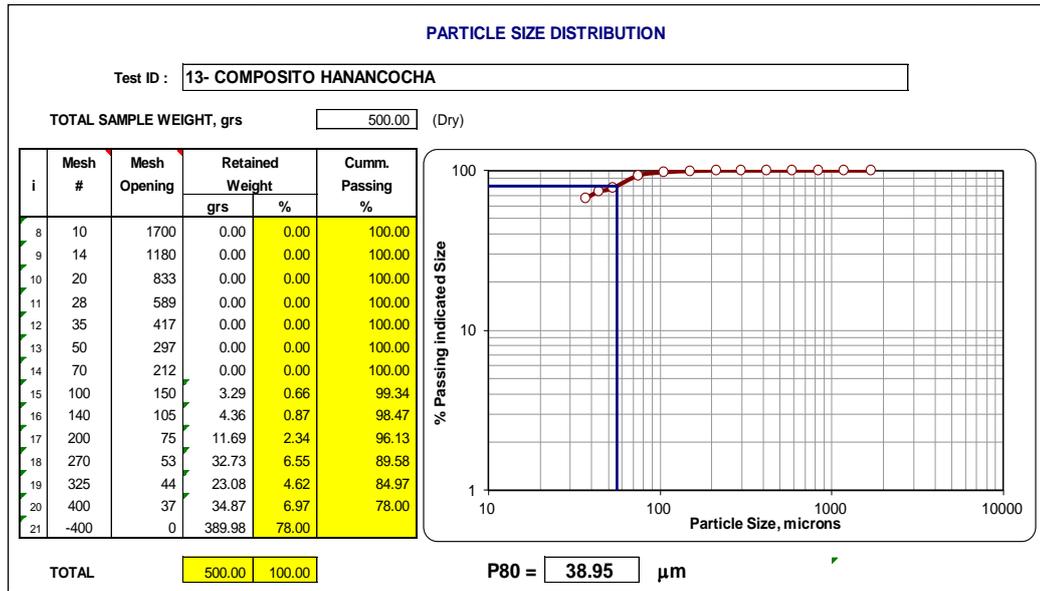
Nota. Fuente propia obtenida de los datos de la distribución granulométrica para hallar el p80.

Figura 14 Distribución granulométrica para un tiempo de 15 minutos.



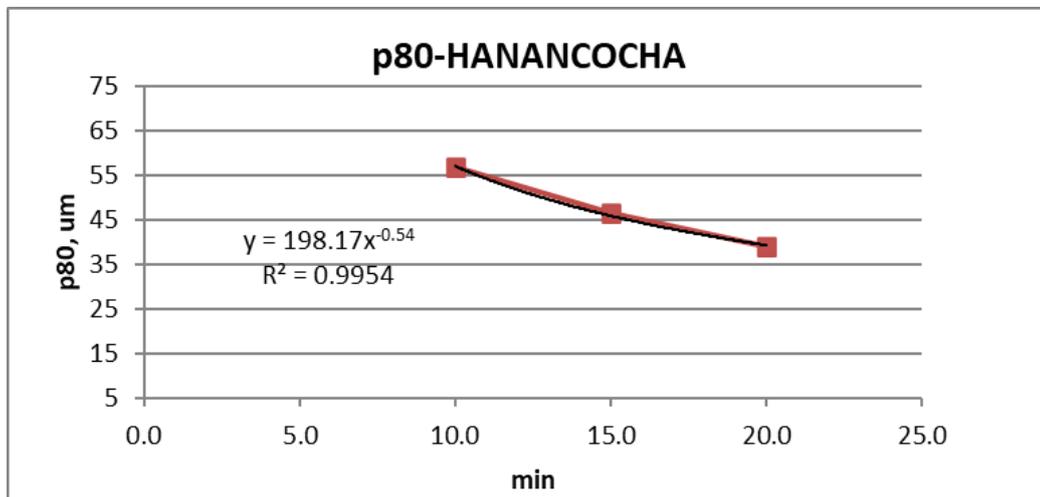
Nota. Fuente propia obtenida de los datos de la distribución granulométrica para hallar el p80.

Figura 15 Distribución granulométrica para un tiempo de 20 minutos.



Nota. Fuente propia obtenida de los datos de la distribución granulométrica para hallar el p80.

Figura 16 Ecuación Lineal para interpolar los tiempos de Molienda Hanancocha.



Nota. fuente propia obtenida de datos a diferente tiempo y a diferentes micrones como se aprecia en la figura llega a tender a una línea recta.

Tabla 27 *Tabla de Interpolación para los tiempos de Molienda del frente Hanancocha.*

X	tiempo	10.0	15.0	20
Y	P80	57	47	39

tiempo	3	5	6	8	10	15	18	20	25	30	35	40
P80	109	83	75	64	57	46	42	39	35	45	43	27

Condiciones de cianuración para Muestra de 500g, a diferente tiempo y p80.

Pruebas de cianuración Batch (100,74,54,45 y 30 μm ,): Hanancocha.

Tabla 28 *Condiciones de Operación del composito de Hanancocha a (100 μm ,):*

CONDICIONES DEL MINERAL	DATOS DEL COMPOSITO VGS
PESO MINERAL. g	500,00
PESO SOLUCION g	611,1
PESO TOTAL g	1111,10
Tipo de Prueba	Agitación
NaCN, ppm	2455
NaCN, kg/t	3,00
P80, μm	100
Dilucion (L/S)	1,22
% Solido	45

Nota. fuente propia de datos de las condiciones obtenidas en laboratorio.

Tabla 29 *Condiciones de Operación del composito de Hanancocha a (74 μm ,):*

CONDICIONES DEL MINERAL	DATOS DEL COMPOSITO VGS
PESO MINERAL. g	500,00
PESO SOLUCION g	611,1
PESO TOTAL g	1111,10
Tipo de Prueba	Agitación
NaCN, ppm	2455
NaCN, kg/t	3,00
P80, μm	74
Dilucion (L/S)	1,22
% Solido	45

Nota. fuente propia de datos de las condiciones obtenidas en laboratorio.

Tabla 30 Condiciones de Operación del composito de Hanancocha a (54 μm):

CONDICIONES DEL MINERAL	DATOS DEL COMPOSITO VGS
PESO MINERAL. g	500,00
PESO SOLUCION g	611,1
PESO TOTAL g	1111,10
Tipo de Prueba	Agitación
NaCN, ppm	2455
NaCN, kg/t	3,00
P80, μm	54
Dilucion (L/S)	1,22
% Solido	45

Nota. fuente propia de datos de las condiciones obtenidas en laboratorio.

Tabla 31 Condiciones de Operación del composito de Hanancocha a (45 μm):

CONDICIONES DEL MINERAL	DATOS DEL COMPOSITO VGS
PESO MINERAL. g	500,00
PESO SOLUCION g	611,1
PESO TOTAL g	1111,10
Tipo de Prueba	Agitación
NaCN, ppm	2455
NaCN, kg/t	3,00
P80, μm	45
Dilucion (L/S)	1,22
% Solido	45

Nota. fuente propia de datos de las condiciones obtenidas en laboratorio.

Tabla 32 Condiciones de Operación del composito de Hanancocha a (30 μ m):

CONDICIONES DEL MINERAL	DATOS DEL COMPOSITO VGS
PESO MINERAL. g	500,00
PESO SOLUCION g	611,1
PESO TOTAL g	1111,10
Tipo de Prueba	Agitación
NaCN, ppm	2455
NaCN, kg/t	3,00
P80, μ m	30
Dilucion (L/S)	1,22
% Solido	45

Nota. fuente propia de datos de las condiciones obtenidas en laboratorio.

Tabla 33 Variables para la lixiviación por agitación del composito de Hanancocha a 100 μ m.

VARIABLE	P80 (Granulometría)
Tiempo de Pre - Oxidación, h	8
Tiempo de Lixiviación, h	48
Wf mineral, g	496,14
Wf solución, g	611,1
TIEMPO DE MOLIENDA:	3 min. 20 seg.
CAL EN LA MOLIENDA:	5

Nota. fuente propia de datos de las condiciones obtenidas en laboratorio.

Tabla 34 Variables para la lixiviación por agitación del composito de VGS a 70um.

VARIABLE	P80 (Granulometría)
Tiempo de Pre - Oxidación, h	8
Tiempo de Lixiviación, h	48
Wf mineral, g	497,09
Wf solución, g	611,1
TIEMPO DE MOLIENDA:	5 min. 20 seg.
CAL EN LA MOLIENDA:	5

Nota. fuente propia de datos de las condiciones obtenidas en laboratorio.

Tabla 35 Variables para la lixiviación por agitación del composito de Hanancocha a 54um.

VARIABLE	P80 (Granulometría)
Tiempo de Pre - Oxidación, h	8
Tiempo de Lixiviación, h	48
Wf mineral, g	497,17
Wf solución, g	611,1
TIEMPO DE MOLIENDA:	14 min. 20 seg.
CAL EN LA MOLIENDA:	5

Nota. fuente propia de datos de las condiciones obtenidas en laboratorio.

Tabla 36 Variables para la lixiviación por agitación del compuesto de Hanancocha a 45um.

VARIABLE	P80 (Granulometría)
Tiempo de Pre - Oxidación, h	8
Tiempo de Lixiviación, h	48
Wf mineral, g	496,74
Wf solución, g	611,1
TIEMPO DE MOLIENDA:	19 min. 25 seg.
CAL EN LA MOLIENDA:	5

Nota. fuente propia de datos de las condiciones obtenidas en laboratorio.

Tabla 37 Variables para la lixiviación por agitación del compuesto de Hanancocha a 30 um.

VARIABLE	P80 (Granulometría)
Tiempo de Pre - Oxidación, h	8
Tiempo de Lixiviación, h	48
Wf mineral, g	496,34
Wf solución, g	611,1
TIEMPO DE MOLIENDA:	19 min. 25 seg.
CAL EN LA MOLIENDA:	5

Nota. fuente propia de datos de las condiciones obtenidas en laboratorio.

Tabla 38 *Tiempo y reactivos para la lixiviación por agitación del composito de Hanancocha a 100um.*

HORAS DE LIXIV.	CN- (ppm)	Ph	REACT. AGREGADO	
			NaCN (mg)	CAL (mg)
0	1302	11,31	1500	4000
12	647	11,46		
24	625	11,48		
36	583	11,45		
48	477	11,39		

Nota. En la tabla nos hace referencia al tiempo de lixiviación los ppm de CN el ph para cada tiempo y reactivos agregados en mg.

Tabla 39 *Tiempo y reactivos para la lixiviación por agitación del composito de Hanancocha 70 um.*

HORAS DE LIXIV.	CN- (ppm)	Ph	REACT. AGREGADO	
			NaCN (mg)	CAL (mg)
0	1302	11,33	1500	4000
12	604	11,43		
24	541	11,4		
36	498	11,37		
48	424	11,32		

Nota. En la tabla 39 nos hace referencia al tiempo de lixiviación los ppm de CN el ph para cada tiempo y reactivos agregados en mg.

Tabla 40 *Tiempo y reactivos para la lixiviación por agitación del composito de Hanancocha 54um.*

HORAS DE LIXIV.	CN- (ppm)	Ph	REACT. AGREGADO	
			NaCN (mg)	CAL (mg)
0	1302	11,35	1500	4000
12	551	11,2		
24	509	11,29		
36	435	11,25		
48	371	11,2		

Nota. En la tabla 40 nos hace referencia al tiempo de lixiviación los ppm de CN el pH para cada tiempo y reactivos agregados en mg.

Tabla 41 *Tiempo y reactivos para la lixiviación por agitación del composito de Hanancocha 45 um.*

HORAS DE LIXIV.	CN- (ppm)	Ph	REACT. AGREGADO	
			NaCN (mg)	CAL (mg)
0	1302	11,31	1500	4000
12	530	11,18		
24	488	11,24		
36	424	11,2		
48	318	11,15		

Nota. En la tabla 41 nos hace referencia al tiempo de lixiviación los ppm de CN el pH para cada tiempo y reactivos agregados en mg.

Tabla 42 Tiempo y reactivos para la lixiviación por agitación del composito de Hanancocha 30 μm .

HORAS DE LIXIV.	CN- (ppm)	Ph	REACT. AGREGADO	
			NaCN (mg)	CAL (mg)
0	1302	11,16	1500	4000
12	472	11,11		
24	392	11,08		
36	318	11		
48	265	10,96		

Nota. En la tabla nos hace referencia al tiempo de lixiviación los ppm de CN el ph para cada tiempo y reactivos agregados en mg.

Tabla 43 Recuperación de oro y plata a (100 μm) en % del composito de Hanancocha.

HORAS DE LIXIV.	ORO					PLATA				
	SOLUCION (ppm)	SOLUCION (mg)	DES. ACU. M. (mg)	TOTAL (mg)	% RECU. ACUMULADO	SOLUCION (ppm)	SOLUCION (mg)	DES. ACU. M. (mg)	TOTAL (mg)	% RECU. ACUMULADO
0	0	0	0	0	0	6	5,5714	2,19	5,57	7,65
12	0,01	0,11	0,006	0,006	17,72	27,75	16,958	3,020 _g	19,15	26,29
24	0,02	0,318	0,009	0,009	24,45	30	18,333	3,920 _g	21,35	29,32
36	0,02	0,434	0,012	0,013	37,61	33,5	20,4719	4,925 _g	24,39	33,49
48	0,03	0,483	0,015	0,017	48,21	34	20,7774	4,925 _g	25,7	35,29

Nota. En la tabla 43 se observa una mayor recuperación a 48 Hr de lixiviación llegando a una recuperación máxima de 48,21% de Au y una recuperación de 35,29% Ag con un mineral de P80 de 100 micras con 45% de sólidos.

Tabla 44 Recuperación de oro y plata a (70 μ m) en % del composito de Hanancocha

HORAS DE LIXIV.	ORO					PLATA				
	SOLUCION (ppm)	SOLUCION (mg)	DES. ACUM. (mg)	TOTAL (mg)	% RECU. ACUMUL	SOLUCION (ppm)	SOLUCION (mg)	DES. ACUM. (mg)	TOTAL (mg)	% RECU. ACUMULADO
0	0	0	0	0	0	6	5,5714	2,19	5,57	7,64
12	0,01	0,006	0	0,006	17,44	29,45	17,9969	3,0719	20,19	27,66
24	0,02	0,011	0,001	0,011	32,24	32	19,5552	4,0319	22,63	31,01
36	0,02	0,014	0,002	0,015	42,5	37,5	22,9163	5,1569	26,95	36,93
48	0,03	0,017	0,002	0,019	53,19	40,2	24,5662	5,1569	29,72	40,73

Nota. En la tabla 44 se observa una mayor recuperación a 48 Hr de lixiviación llegando a una recuperación máxima de 53,19% de Au y una recuperación de 40,73% Ag con un mineral de P80 de 70 micras con 45% de sólidos.

Tabla 45 Recuperación de oro y plata a (54 μ m) en % del composito de Hanancocha.

HORAS DE LIXIV.	ORO					PLATA				
	SOLUCION (ppm)	SOLUCION (mg)	DES. ACUM. (mg)	TOTAL (mg)	% RECU. ACUMUL	SOLUCION (ppm)	SOLUCION (mg)	DES. ACUM. (mg)	TOTAL (mg)	% RECU. ACUMULADO
0	0	0	0	0	0	6	5,5714	2,19	5,57	7,65
12	0,01	0,006	0	0,006	17,57	30,4	18,5774	3,1004	20,77	28,53
24	0,02	0,012	0,001	0,013	36,01	35	21,3885	4,1504	24,49	33,64
36	0,03	0,015	0,002	0,016	46,52	39,4	24,0773	5,3324	28,23	38,78
48	0,03	0,018	0,002	0,02	57,11	44,5	27,194	5,3324	32,53	44,68

Nota. En la tabla 45 se observa una mayor recuperación a 48 Hr de lixiviación llegando a una recuperación máxima de 57,11% de Au y una recuperación de 44,68% Ag con un mineral de P80 de 54 micras con 45% de sólidos.

Tabla 46 Recuperación de oro y plata a (45 µm) en % del composito de Hanancocha.

HORAS DE LIXIV.	ORO					PLATA				
	SOLUCION (ppm)	SOLUCION (mg)	DES. ACUM. (mg)	TOTAL (mg)	% RECU. ACUMUL	SOLUCION (ppm)	SOLUCION (mg)	DES. ACUM. (mg)	TOTAL (mg)	% RECU. ACUMULADO
0	0	0	0	0	0	6	5,5714	2,19	5,57	7,71
12	0,01	0,006	0	0,006	17,83	30,4	21,0218	3,2204	23,21	32,11
24	0,02	0,012	0,001	0,013	36,54	38	23,2218	4,3604	26,44	36,58
36	0,03	0,015	0,002	0,016	47,21	40	24,444	5,5604	28,8	39,84
48	0,03	0,018	0,002	0,02	57,96	44,5	27,194	5,5604	32,75	45,31

Nota. En la tabla 46 se observa una mayor recuperación a 48 Hr de lixiviación llegando a una recuperación máxima de 57,96% de Au y una recuperación de 45,31% Ag con un mineral de P80 de 45 micras con 45% de sólidos.

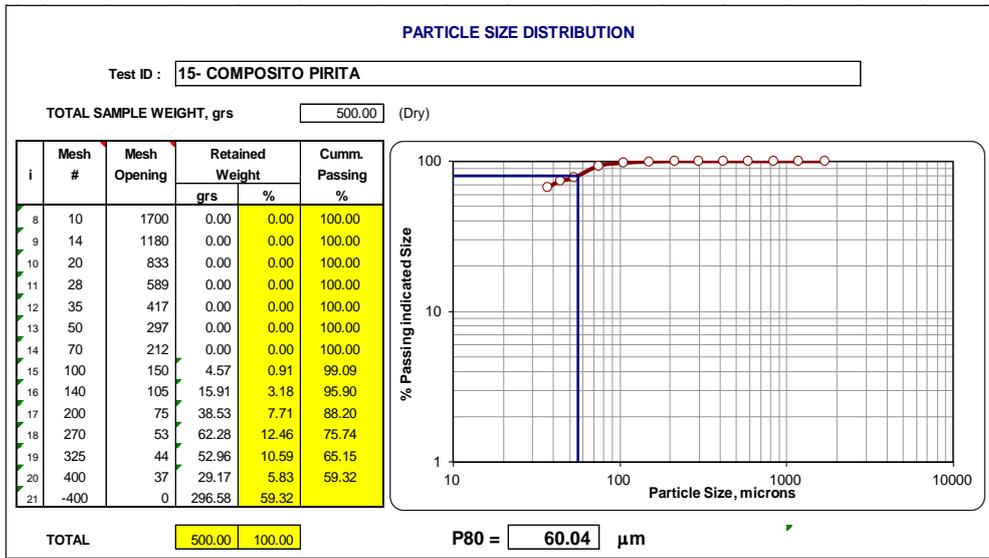
Tabla 47 Recuperación de oro y plata a (30 µm) en % del composito de Hanancocha.

HORAS DE LIXIV.	ORO					PLATA				
	SOLUCION (ppm)	SOLUCION (mg)	DES. ACUM. (mg)	TOTAL (mg)	% RECU. ACUMUL	SOLUCION (ppm)	SOLUCION (mg)	DES. ACUM. (mg)	TOTAL (mg)	% RECU. ACUMULADO
0	0	0	0	0	0	6	5,5714	2,19	5,57	7,69
12	0,01	0,006	0	0,006	17,58	36	21,9996	3,2684	24,19	33,38
24	0,02	0,012	0,001	0,013	36,01	39	23,8329	4,4384	27,1	37,4
36	0,03	0,016	0,002	0,017	48,29	42	25,6662	5,6984	30,1	41,55
48	0,03	0,019	0,002	0,021	59,32	45,4	27,7439	5,6984	33,44	46,16

Nota. En la tabla 47 se observa una mayor recuperación a 48 Hr de lixiviación llegando a una recuperación máxima de 59,32% de Au y una recuperación de 46,16% Ag con un mineral de P80 de 30 micras con 45% de sólidos.

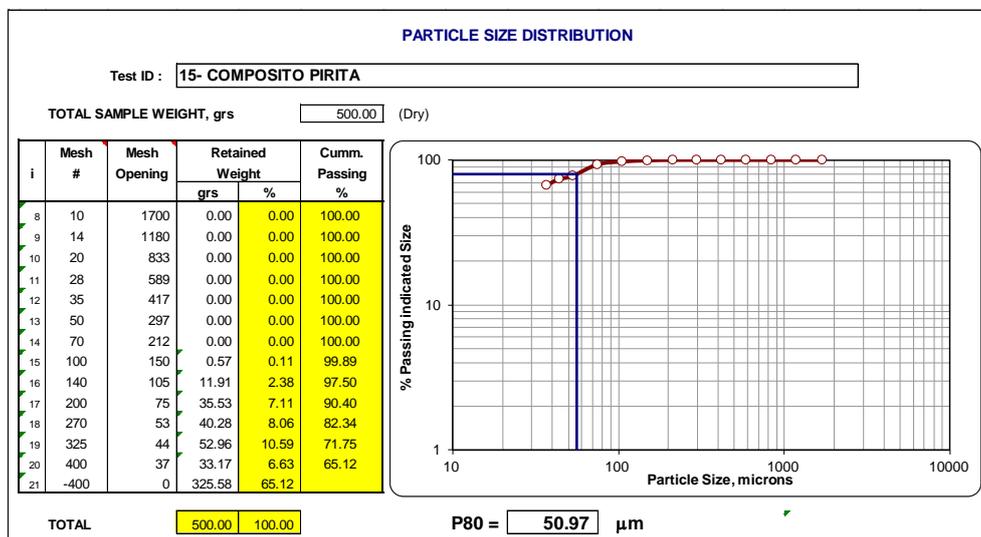
Cálculos de moliendabilidad para el frente Pirita:

Figura 17 Distribución granulométrica para un tiempo de 10 minutos.



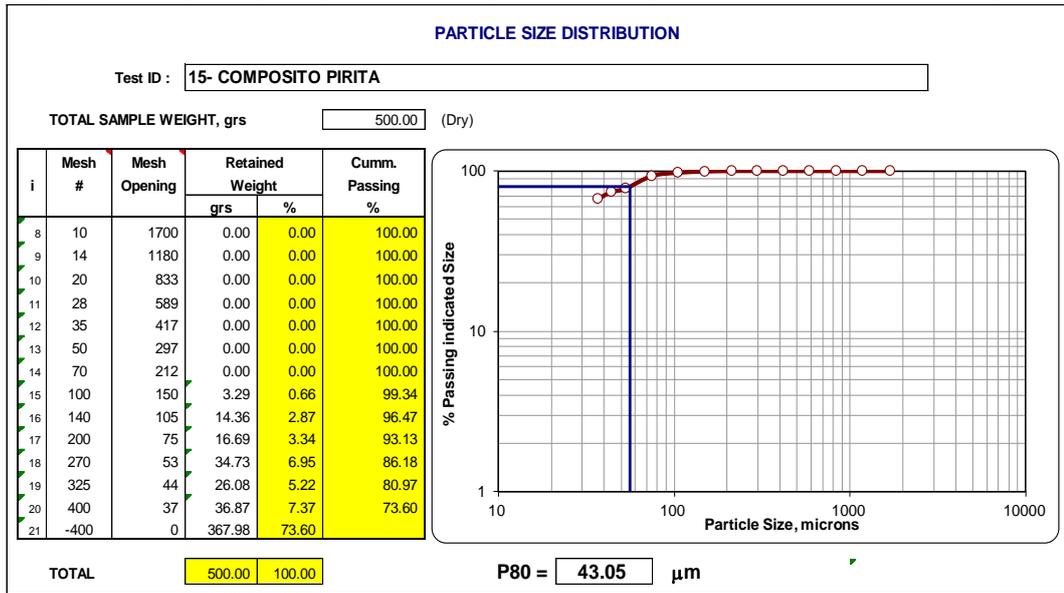
Nota. Fuente propia obtenida de los datos de la distribución granulométrica para hallar el p80.

Figura 18 Distribución granulométrica para un tiempo de 20 minutos.



Nota. Fuente propia obtenida de los datos de la distribución granulométrica para hallar el p80.

Figura 19 Distribución granulométrica para un tiempo de 15 minutos.



Nota. Fuente propia obtenida de los datos de la distribución granulométrica para hallar el p80.

Figura 20 Ecuación Lineal para interpolar los tiempos de Molienda Pirita.

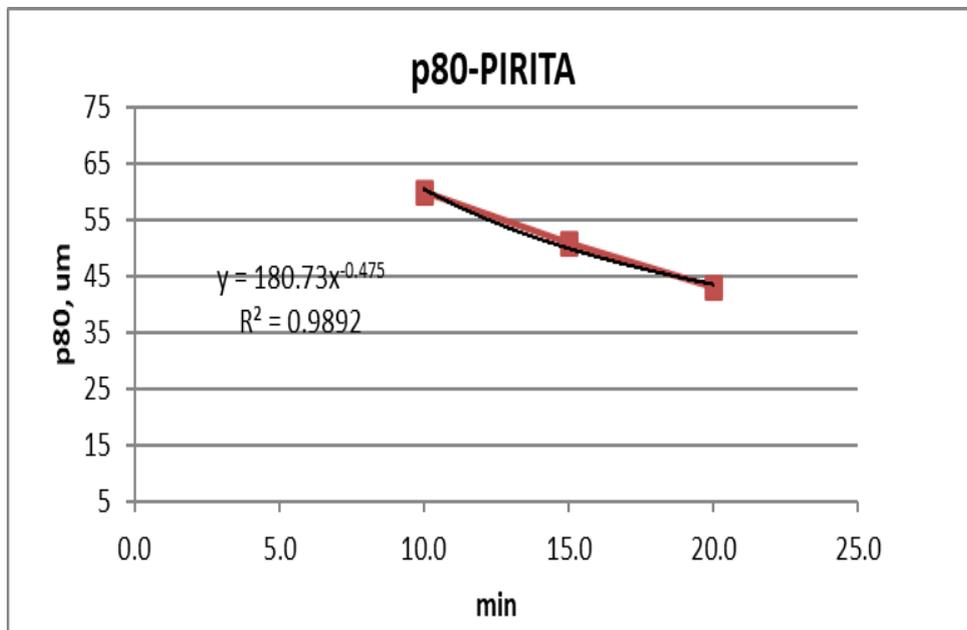


Tabla 48 *Tabla de Interpolación para los tiempos de Molienda del frente piritita.*

X	tiempo	10.0	15.0	20
Y	P80	60	51	43

tiempo	3	5	6	8	10	15	18	20	25	30	35	40
P80	107	84	77	67	61	50	46	44	39	36	33	31

Condiciones de cianuración para Muestra de 500g, a diferente tiempo y p80.

Pruebas de cianuración Batch (100,74,54,45 y 30 μm ,) pruebas de cianuración zona de Piritas.

Tabla 49 *Condiciones de Operación del composito de Piritas a (100 μm ,):*

CONDICIONES DEL MINERAL	DATOS DEL COMPOSITO VGS
PESO MINERAL. g	500,00
PESO SOLUCION g	611,1
PESO TOTAL g	1111,10
Tipo de Prueba	Agitación
NaCN, ppm	2455
NaCN, kg/t	3,00
P80, μm	100
Dilucion (L/S)	1,22
% Solido	45

Nota. fuente propia de datos de las condiciones obtenidas en laboratorio.

Tabla 50 *Condiciones de Operación del composito de Piritas a (74 μm):*

CONDICIONES DEL MINERAL	DATOS DEL COMPOSITO VGS
PESO MINERAL. g	500,00
PESO SOLUCION g	611,1
PESO TOTAL g	1111,10
Tipo de Prueba	Agitación
NaCN, ppm	2455
NaCN, kg/t	3,00
P80, μm	74
Dilucion (L/S)	1,22
% Solido	45

Nota. fuente propia de datos de las condiciones obtenidas en laboratorio.

Tabla 51 Condiciones de Operación del composito de Piritas a (54 μm):

CONDICIONES DEL MINERAL	DATOS DEL COMPOSITO VGS
PESO MINERAL. g	500,00
PESO SOLUCION g	611,1
PESO TOTAL g	1111,10
Tipo de Prueba	Agitación
NaCN, ppm	2455
NaCN, kg/t	3,00
P80, μm	54
Dilucion (L/S)	1,22
% Solido	45

Nota. fuente propia de datos de las condiciones obtenidas en laboratorio.

Tabla 52 Condiciones de Operación del composito de Piritas a (45 μm):

CONDICIONES DEL MINERAL	DATOS DEL COMPOSITO VGS
PESO MINERAL. g	500,00
PESO SOLUCION g	611,1
PESO TOTAL g	1111,10
Tipo de Prueba	Agitación
NaCN, ppm	2455
NaCN, kg/t	3,00
P80, μm	45
Dilucion (L/S)	1,22
% Solido	45

Nota. fuente propia de datos de las condiciones obtenidas en laboratorio.

Tabla 53 Condiciones de Operación del compuesto de Piritas a (30 μm):

CONDICIONES DEL MINERAL	DATOS DEL COMPOSITO VGS
PESO MINERAL. g	500,00
PESO SOLUCION g	611,1
PESO TOTAL g	1111,10
Tipo de Prueba	Agitación
NaCN, ppm	2455
NaCN, kg/t	3,00
P80, μm	30
Dilucion (L/S)	1,22
% Solido	45

Nota. fuente propia de datos de las condiciones obtenidas en laboratorio.

Tabla 54 Variables para la lixiviación por agitación del compuesto de Piritas a 100 μm .

VARIABLE	P80 (Granulometría)
Tiempo de Pre - Oxidación, h	8
Tiempo de Lixiviación, h	48
Wf mineral, g	496,08
Wf solución, g	611,1
TIEMPO DE MOLIENDA:	4 min. 10 seg..
CAL EN LA MOLIENDA:	6

Nota. fuente propia de datos de las condiciones obtenidas en laboratorio.

Tabla 55 Variables para la lixiviación por agitación del compuesto de Piritas a 74um.

VARIABLE	P80 (Granulometría)
Tiempo de Pre - Oxidación, h	8
Tiempo de Lixiviación, h	48
Wf mineral, g	495,87
Wf solución, g	611,1
TIEMPO DE MOLIENDA:	7 min. 14 seg.
CAL EN LA MOLIENDA:	6

Nota. fuente propia de datos de las condiciones obtenidas en laboratorio.

Tabla 56 Variables para la lixiviación por agitación del compuesto de Piritas a 54um.

VARIABLE	P80 (Granulometría)
Tiempo de Pre - Oxidación, h	8
Tiempo de Lixiviación, h	48
Wf mineral, g	496,63
Wf solución, g	611,1
TIEMPO DE MOLIENDA:	16 min. 8 seg..
CAL EN LA MOLIENDA:	6

Nota. fuente propia de datos de las condiciones obtenidas en laboratorio.

Tabla 57 Variables para la lixiviación por agitación del composito de Piritas a 45um.

VARIABLE	P80 (Granulometría)
Tiempo de Pre - Oxidación, h	8
Tiempo de Lixiviación, h	48
Wf mineral, g	498,13
Wf solución, g	611,1
TIEMPO DE MOLIENDA:	22 min. 5 seg.
CAL EN LA MOLIENDA:	6

Nota. fuente propia de datos de las condiciones obtenidas en laboratorio.

Tabla 58 Variables para la lixiviación por agitación del composito de Piritas a 30 um.

VARIABLE	P80 (Granulometría)
Tiempo de Pre - Oxidación, h	8
Tiempo de Lixiviación, h	48
Wf mineral, g	496,03
Wf solución, g	611,1
TIEMPO DE MOLIENDA:	45 min. 5 seg.
CAL EN LA MOLIENDA:	6

Nota. fuente propia de datos de las condiciones obtenidas en laboratorio.

Tabla 59 *Tiempo y reactivos para la lixiviación por agitación del compuesto de Piritas a 100um*

HORAS DE LIXIV.	CN- (ppm)	REACT. AGREGADO	
		NaCN (mg)	CAL (mg)
0	1302	1500	4000
12	530		
24	424		
36	318		
48	212		

Nota. En la tabla 59 nos hace referencia al tiempo de lixiviación los ppm de CN el ph para cada tiempo y reactivos agregados en mg.

Tabla 60 *Tiempo y reactivos para la lixiviación por agitación del compuesto de Piritas a 74 um.*

HORAS DE LIXIV.	CN- (ppm)	REACT. AGREGADO	
		NaCN (mg)	CAL (mg)
0	1302	1500	4000
12	466		
24	329		
36	265		
48	201		

Nota. En la tabla nos hace referencia al tiempo de lixiviación los ppm de CN el ph para cada tiempo y reactivos agregados en mg.

Tabla 61 *Tiempo y reactivos para la lixiviación por agitación del compuesto de Pirita a 54um.*

HORAS DE LIXIV.	CN- (ppm)	REACT. AGREGADO	
		NaCN (mg)	CAL (mg)
0	1302	1500	4000
12	413		
24	329		
36	212		
48	180		

Nota. En la tabla 61 nos hace referencia al tiempo de lixiviación los ppm de CN el ph para cada tiempo y reactivos agregados en mg.

Tabla 62 *Tiempo y reactivos para la lixiviación por agitación del compuesto de Piritas 45 um.*

HORAS DE LIXIV.	CN- (ppm)	REACT. AGREGADO	
		NaCN (mg)	CAL (mg)
0	1302	1500	4000
12	318		
24	233		
36	201		
48	159		

Nota. En la tabla 62 nos hace referencia al tiempo de lixiviación los ppm de CN el ph para cada tiempo y reactivos agregados en mg.

Tabla 63 Tiempo y reactivos para la lixiviación por agitación del composito de Piritas 30 μm

HORAS DE LIXIV.	CN- (ppm)	REACT. AGREGADO	
		NaCN (mg)	CAL (mg)
0	1302	1500	4000
12	307		
24	254		
36	180		
48	117		

Nota. En la tabla 63 nos hace referencia al tiempo de lixiviación los ppm de CN el ph para cada tiempo y reactivos agregados en mg.

Tabla 64 Recuperación de oro y plata a (100 μm) en % del composito de piritas.

HORAS DE LIXIV.	ORO					PLATA				
	SOLUCION (ppm)	SOLUCION (mg)	DES. ACU. M. (mg)	TOTAL (mg)	% RECU. ACUMULO	SOLUCION (ppm)	SOLUCION (mg)	DES. ACU. M. (mg)	TOTAL (mg)	% RECU. ACUMULADO
0	0	0	0	0	0	7	6,5	2,55	6,5	4,59
12	0,01	0,006	0	0,006	21,15	38,5	23,5274	3,7082	26,08	18,41
24	0,01	0,007	0,001	0,008	26,42	47,25	28,8745	5,1257	32,58	23
36	0,01	0,009	0,001	0,009	31,9	52,25	31,93	6,6932	37,06	26,16
48	0,02	0,01	0,001	0,011	37,16	58,5	35,7494	6,6932	42,44	29,96

Nota. En la tabla 64 se observa una mayor recuperación a 48 Hr de lixiviación llegando a una recuperación máxima de 37,16% de Au y una recuperación de 29,96% Ag con un mineral de P80 de 100 micras con 45% de sólidos.

Tabla 65 Recuperación de oro y plata a (70 µm) en % del composito de Piritas.

HORAS DE LIXIV.	ORO					PLATA				
	SOLUCION (ppm)	SOLUCION (mg)	DES. ACUM. (mg)	TOTAL (mg)	% RECU. ACUMUL	SOLUCION (ppm)	SOLUCION (mg)	DES. ACUM. (mg)	TOTAL (mg)	% RECU. ACUMULADO
0	0	0	0	0	0	7	6,5	2,55	6,5	4,59
12	0,01	0,006	0	0,006	20,69	38,5	23,5274	3,7082	26,08	18,41
24	0,01	0,007	0,001	0,008	25,85	47,25	28,8745	5,1257	32,58	22,99
36	0,02	0,01	0,001	0,011	37,41	52,25	31,93	6,6932	37,06	26,15
48	0,02	0,011	0,001	0,012	42,24	63,4	31,93	6,6932	45,5	32,11

Nota. En la tabla 65 se observa una mayor recuperación a 48 Hr de lixiviación llegando a una recuperación máxima de 42,24% de Au y una recuperación de 32,11% Ag con un mineral de P80 de 74 micras con 45% de sólidos.

Tabla 66 Recuperación de oro y plata a (54 µm) en % del composito de Piritas.

HORAS DE LIXIV.	ORO					PLATA				
	SOLUCION (ppm)	SOLUCION (mg)	DES. ACUM. (mg)	TOTAL (mg)	% RECU. ACUMUL	SOLUCION (ppm)	SOLUCION (mg)	DES. ACUM. (mg)	TOTAL (mg)	% RECU. ACUMULADO
0	0	0	0	0	0	7	6,5	2,55	6,5	4,57
12	0,01	0,007	0	0,007	23,1	50,5	30,8606	4,0682	33,41	23,48
24	0,01	0,009	0,001	0,009	30,54	59,15	36,1466	5,8427	40,21	28,26
36	0,02	0,01	0,001	0,011	36,18	65,25	39,8743	7,8002	45,72	32,13
48	0,02	0,012	0,001	0,013	46,23	73,8	45,0992	7,8002	52,9	37,18

Nota. En la tabla 66 se observa una mayor recuperación a 48 Hr de lixiviación llegando a una recuperación máxima de 46,23% de Au y una recuperación de 37,18% Ag con un mineral de P80 de 54 micras con 45% de sólidos.

Tabla 67 Recuperación de oro y plata a (45 µm) en % del composito de Hanancocha.

HORAS DE LIXIV.	ORO					PLATA				
	SOLUCION (ppm)	SOLUCION (mg)	DES. ACUM. (mg)	TOTAL (mg)	% RECU. ACUMUL	SOLUCION (ppm)	SOLUCION (mg)	DES. ACUM. (mg)	TOTAL (mg)	% RECU. ACUMULADO
0	0	0	0	0	0	7	6,5	2,55	6,5	4,58
12	0,01	0,007	0	0,007	25,23	56,5	34,5272	4,2482	37,08	26,12
24	0,02	0,009	0,001	0,01	32,77	65,15	39,8132	6,2027	44,06	31,04
36	0,02	0,01	0,001	0,011	38,53	70,25	42,9298	8,3102	49,13	34,62
48	0,02	0,012	0,001	0,014	47,22	75,2	54,9547	8,3102	54,26	38,23

Nota. En la tabla 67 se observa una mayor recuperación a 48 Hr de lixiviación llegando a una recuperación máxima de 47,22% de Au y una recuperación de 38,23% Ag con un mineral de P80 de 45 micras con 45% de sólidos.

Tabla 68 Recuperación de oro y plata a (30 µm) en % del composito de Piritas.

HORAS DE LIXIV.	ORO					PLATA				
	SOLUCION (ppm)	SOLUCION (mg)	DES. ACUM. (mg)	TOTAL (mg)	% RECU. ACUMUL	SOLUCION (ppm)	SOLUCION (mg)	DES. ACUM. (mg)	TOTAL (mg)	% RECU. ACUMULADO
0	0	0	0	0	0	7	6,5	2,55	6,5	4,53
12	0,01	0,007	0	0,007	24,94	60,5	36,9716	4,3682	39,52	27,53
24	0,02	0,009	0,001	0,01	32,4	68	41,5548	6,4082	45,92	31,98
36	0,02	0,01	0,001	0,012	40,17	73,2	44,7325	8,6042	51,14	35,62
48	0,02	0,013	0,001	0,014	48,03	77,2	47,1769	8,6042	55,78	38,85

Nota. En la tabla 68 se observa una mayor recuperación a 48 Hr de lixiviación llegando a una recuperación máxima de 48,03% de Au y una recuperación de 38,85% Ag con un mineral de P80 de 30 micras con 45% de sólidos.

Tabla 69 Balance de plata de los frentes que se evaluaron.

Nº	CODIGO LAB OX	Tipo de Prueba	BALANCE DE PLATA				
			Cabeza C.		Cola		Ext.48h
			g/t	oz/t	g/t	oz/t	
1	Ox - 1	P80 : 100µm	167	5,4	103	3,3	38,2
2	Ox - 2	P80 : 74µm	168	5,4	97	3,1	42,4
3	Ox - 3	P80 : 54µm	169	5,4	89	2,9	47,2
4	Ox - 4	P80 : 45µm	168	5,4	87	2,8	48,2
5	Ox - 5	P80 : 30µm	168	5,4	855	2,7	49
6	Py - 1	P80 : 100µm	286	9,2	200	6,4	30
7	Py - 2	P80 : 74µm	286	9,2	194	6,2	32,1
8	Py - 3	P80 : 54µm	287	9,2	180	5,8	37,2
9	Py - 4	P80 : 45µm	285	9,2	176	5,7	38,2
10	Py - 5	P80 : 30µm	289	9,3	177	5,7	38,9
11	Han - 1	P80 : 100µm	147	4,7	95	3,1	35,3
12	Han - 2	P80 : 74µm	147	4,7	87	2,8	40,7
13	Han - 3	P80 : 54µm	146	4,7	81	2,6	44,7
14	Han - 4	P80 : 45µm	146	4,7	796	2,6	45,3
15	Han - 5	P80 : 30µm	146	4,7	786	2,5	46,2

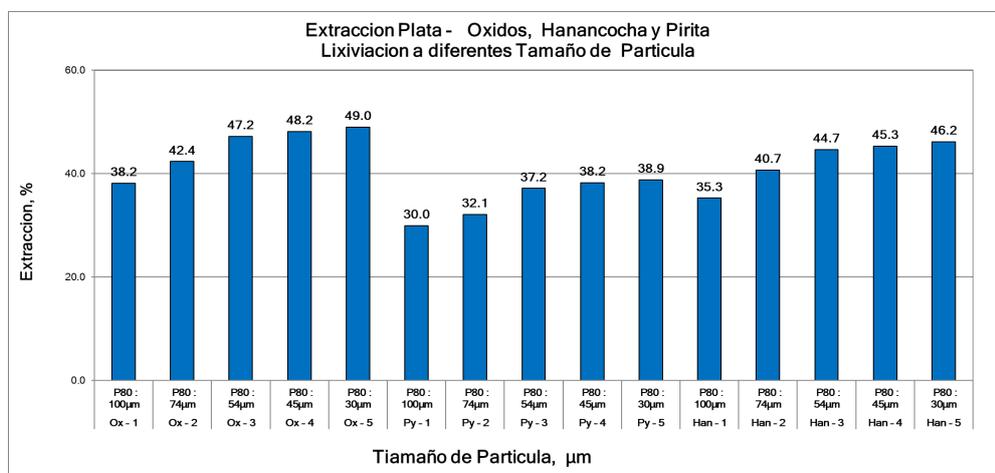
Nota. En la tabla 69 se observa que la mayor recuperación en los diferentes stocks piles el de mayor performance son todos los que se encuentran a 54 micras con una recuperación de oro del 47% de Ag en vgs, 37,2 % de Ag en Piritas y una recuperación de 44,7% de Ag en Hanancocha.

Tabla 70 Balance de oro de cada frente que se evaluaron para observar la recuperación de Ag y Au.

Nº	CODIGO LAB OX	Tipo de Prueba	BALANCE DE ORO		
			Cabeza c g/t	Cola g/t	Ext.48h %
1	Ox - 1	P80 : 100µm	1,6	0,76	52,4
2	Ox - 2	P80 : 74µm	1,6	0,67	58,2
3	Ox - 3	P80 : 54µm	1,59	0,57	64,2
4	Ox - 4	P80 : 45µm	1,61	0,56	65,1
5	Ox - 5	P80 : 30µm	1,6	0,54	66
6	Py - 1	P80 : 100µm	0,06	0,04	37,2
7	Py - 2	P80 : 74µm	0,06	0,03	42,2
8	Py - 3	P80 : 54µm	0,06	0,03	46,2
9	Py - 4	P80 : 45µm	0,06	0,03	47,2
10	Py - 5	P80 : 30µm	0,06	0,03	48
11	Han - 1	P80 : 100µm	0,07	0,04	48,2
12	Han - 2	P80 : 74µm	0,07	0,03	53,2
13	Han - 3	P80 : 54µm	0,07	0,03	57,1
14	Han - 4	P80 : 45µm	0,07	0,03	58
15	Han - 5	P80 : 30µm	0,07	786	46,2

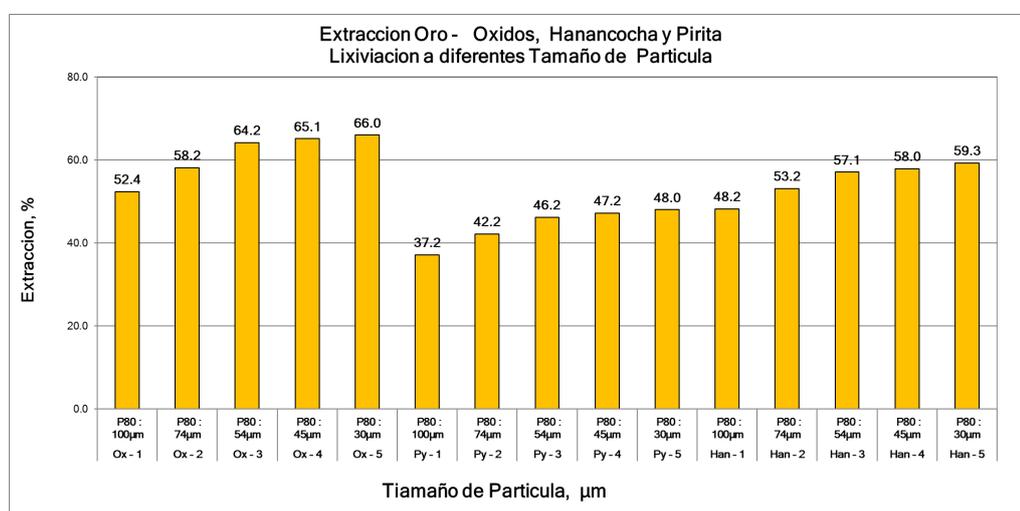
Nota. En la tabla 70 se observa que la mayor recuperación en los diferentes stocks piles el de mayor performance son todos los que se encuentran a 54 micras con una recuperación de oro del 64,2% de Au en vgs, 47,2 % de Au en Piritas y una recuperación de 57,1% de Au en Hanancocha.

Figura 21 Tendencia de partícula.



Nota. En la figura 21 se observa que la mayor recuperación en los diferentes stocks piles el de mayor performance son todos los que se encuentran a 54 micras con una recuperación de oro del 47% de Ag en vgs, 37,2 % de Ag en Piritas y una recuperación de 44,7% de Ag en Hanancocha.

Figura 22 Tendencia De Partícula.



Nota. En la figura 22 se observa que la mayor recuperación en los diferentes stocks piles el de mayor performance son todos los que se encuentran a 54 micras con una recuperación de oro del 64,2% de Au en vgs, 47,2 % de Au en Piritas y una recuperación de 57,1% de Au en Hanancocha.

Cálculus del Blending óptimo para la recuperación de plata y oro.

De los resultados obtenidos de las diferentes pruebas que se realizó por cada zona se muestran que a mayor P80 las recuperaciones son bajas esto definitivamente por la falta de liberación de la plata y el oro, para esto tomaremos una ecuación lineal de 3 variables considerando solo del de frente pirita como un solo frente, en relación a 3 ecuaciones con resultados ya obtenidos y determinar una relación entre el tonelaje y la ley (tonelaje 2500 TMSD) y un Work index de 12.67 Kwh/TM.

Por lo tanto, según los datos obtenidos formaremos la siguiente ecuación que nos permitirá obtener los porcentajes de aportes por frente:

$$X_1 + X_2 + X_3 = 2500$$

$$AX_1 + BX_2 + CX_3 = 6.42$$

$$DX_1 + EX_2 + FX_3 = 12.67$$

Donde:

- $X_1 + X_2 + X_3 =$ *distribución másica del blending.*
- A, B y C = leyes de cabeza de cada frente de alimentación.
- D, E y F = work index de cada zona de aporte.
- La ecuación 01, representa la cantidad de tonelaje que se requiere de cada zona para obtener un tratamiento de 2500 TMD.
- La ecuación 02, representa el contenido metálico o ley de cabeza en relación a la masa de mineral que se requiere de cada zona de alimentación para obtener una cabeza media de 6.42 oz en plata.

- La ecuación 03, representa el índice de trabajo en relación con el tonelaje tratado de cada frente independientemente para obtener una media de work index de 13.72 Kwh/TM.

ECUACIONES MATEMÁTICAS:

VARIABLES DE TRABAJO PARA:

- EC1: Tonelaje de tratamiento
- EC2: Ley de cabeza de tratamiento
- EC3: Work Index del mineral
- X1; X2; X3 = TONELAJES PARA EL BLENDING.

Tabla 71 Ecuaciones de trabajo con las variables más importantes:

Ec N° 01	$X1 + X2 + X3 = 2500$	Ec. En función al tonelaje	TMD
Ec N° 02	$5,4X1 + 4,68X2 + 9,19X3$	Ec. En función a la Ley de cabeza	LEY
Ec N° 03	$12.67X1 + 10.8X2 + 17.67X3$	Ec. En función al Work index	WI

DESARROLLO DE LAS ECUACIONES:

$$X1 + X2 + X3$$

$$5,4X1 + 4,68X2 + 9,13X3$$

$$12,67X1 + 10,8X2 + 17,67X3$$

MATRIZ DE COEFICIENTES DE LAS VARIABLES X1, X2 Y X3:

$$\begin{pmatrix} 1 & 1 & 1 \\ 5,4 & 4,68 & 9,13 \\ 12,67 & 10,8 & 17,67 \end{pmatrix}$$

MATRIZ CONSTANTE:

$$\begin{pmatrix} 2500 \\ 16200 \\ 35000 \end{pmatrix}$$

MATRIZ INVERSA DE COEFICIENTES:

$$\begin{pmatrix} -4.747627104 & -1.97000545 & 1.29326413 \\ 6.027385083 & 1.43377398 & -1.08680068 \\ -0.279757979 & 0.53623147 & -0.20646345 \end{pmatrix}$$

MATRIZ RESPUESTA:

$$\begin{pmatrix} 1481.08853 \\ 257.57749 \\ 761.33398 \end{pmatrix}$$

Suma

2500

Tabla 72 Distribución en toneladas por frentes para el Blending que ingresara

a Planta:

BLENDING	PESO	% PESO
OXIDO (VGS)	0,59	59.24
HANANCOCHA	0,10	10.30
PIRITA	0,30	34.45
TOTAL	1	100

NOTA: La cantidad de mineral 59% de vgs, oxido, 10,30 de Hanancocha y 34,45% de pirita por tonelada que ingresara a planta de beneficio para tener una recuperación esperada.

4.3. Prueba de hipótesis

4.3.1. Hipótesis general

Si desarrollamos el estudio metalúrgico del Blending de pirita-oxido se logrará optimizar la recuperación de plata y oro en la planta de óxidos de la compañía minera volcán. S.A.C. – 2023.

Tabla 73 Recuperaciones de plata y oro de los tres frentes

N° de pruebas	Recuperaciones
1	45,3
2	50,3
3	55,7
4	56,65
5	57,5
6	33,6
7	37,15
8	41,7
9	42,7
10	43,45
11	41,75
12	46,95
13	50,9
14	51,65
15	52,75

Nota. fuente propia datos estadísticos con datos de prueba.

$$H_0: \mu = 40 \text{ Au}$$

$$H_1: \mu > 40 \text{ Au}$$

Nivel de significancia

$$\alpha = 0,01$$

Estadístico de prueba

$$\bar{Y} = 49,43$$

$$K = 40 \text{ Au}$$

$$S^2 = 51,82$$

$$n = 15$$

$$t_c = \frac{\bar{Y} - k}{\sqrt{S^2/n}}$$

$$t_c = \frac{49,43 - 40}{\sqrt{51,82/14}} = 4,9$$

Valor de decisión: (Si $t_c > t_t$ se acepta la H_a)

$$t_c > t_t \text{ reemplazando valores } 4,9 > 2,68$$



Nota. fuente propia gráfico estadístico de prueba.

Como 4,9 es mayor que 2,68 se acepta la hipótesis alterna y se rechaza la hipótesis nula.

Decisión

Se acepta la Hipótesis Alterna

Conclusión

Existe suficiente evidencia para afirmar que si desarrollamos el estudio metalúrgico del Blending de pirita-óxido se logrará optimizar la recuperación de plata y oro en la planta de óxidos de la compañía minera volcán. S.A.C. – 2023, con un 99% de significancia.

4.4. Discusión de resultados

Después de realizar las evaluaciones de las diferentes zonas de alimentación VGS (óxidos), hanancocha (caliza-óxidos), y PSB, PSM, 7-C1, Pool Cureña (piritas sulfuradas), se han obtenido resultados de moliendas, balances metalúrgicos pruebas batch de cianuración a diferentes p80 (30um, 45um, 54 um, 75 um y 100 um).

Los pruebas realizadas a nivel laboratorio del proceso de lixiviación, demuestran que las recuperaciones de plata y oro por cianuración el p80 óptimo de mayor performance se observa que la mayor recuperación en los diferentes stocks piles el de mayor performance son todos los que se encuentran a 54 micras con una recuperación de oro del 47% de Ag en vgs, 37,2 % de Ag en Piritas y una recuperación de 44,7% de Ag en Hanancocha y con una recuperación de oro del 64,2% de Au en vgs, 47,2 % de Au en Piritas y una recuperación de 57,1% de Au en Hanancocha.. wi de 12,67 Kwh/TM post ello se realizó el estudio metalúrgico del Blending que ingreso a planta la cuales fueron tratadas con los siguientes parámetros que fueron el p80, TMH, leyes de cabeza y work index post su tratamiento realizaron los cálculos encontrando el tonelaje optimo que debe de ingresar a planta de beneficio la cual dicho tonelaje es de 2500 TMH con leyes de cabeza en 6.42 y work index de 12, 67Kwh/TM.

En las muestras representativas de cada tajo se realizó un análisis microscópico, obteniéndose como resultado las siguientes especies

mineralógicas, Ag Nativa, Lipidocrosita, Gohetita, Plumbojarosita, Argentojarosita, Caolinita, Cerusita, Anglesita, Smithsonita, Calamina y Limonita.

Se utilizó el método BPS (Bright Phase Search), que fue realizado a 6 muestras con contenido de minerales plata, proveniente de SGS Perú, Minera Volcán.

El objetivo del estudio es de identificar la ocurrencia de minerales de plata, grados de exposición y asociaciones de los minerales Vgs 168.00 Ag(g/t), 5.40 Ag(oz/t), 1.33Au(g/t), 0.18 Cu, 0.13Zn, 0.04Pb y 12.49Fe, hanancocha 145.45 Ag(g/t), 4.68 Ag(oz/t), 0.07Au(g/t), 0.09 Cu, 0.10Zn, 0.16Pb y 19.80 Fe y pirita 285.71 Ag(g/t), 9.19 Ag(oz/t), 0.06Au(g/t), 1.61 Cu, 3.39Zn, 4.33Pb y 20.84 Fe.

CONCLUSIONES

- Para tener una buena performance metalúrgico en el tratamiento de mineral de plata de las pruebas Batch y piloto se determinó realizar un Blending de un mineral con una ley de plata de 6-9 oz y tener un tratamiento día de 2500 TMPD se obtuvo una recuperación de 7530.6 oz de Ag al precio de la plata es de 2,236,412.87 dólares y 9770.6 oz de Au al precio del Au obtuvo la ganancia de 23,249,143.032 dólares.
- Para su caracterización mineralógica se envió muestra a SGS del Perú, para realizar su microscopia y contenidos de minerales por cada frente, así determinaremos su contenido metálico y qué impacto tendrá durante el proceso de cianuración, los cuales nos servirán para determinar su del grado de liberación y con ello determinar los tipos de asociaciones y elementos contaminantes que pueden ser perjudiciales en el proceso de cianuración.
- Así mismo se debe de tener los parámetros de operación de cada frente como son: La ley, la dureza, la dosificación y la capacidad de tratamiento son los para realizar un Blending óptimo en la Planta de Óxidos S.A.
- Se utilizará y controlará la adición del cianuro de sodio en pellets las cuales llegarán a planta y serán diluidas al 28% en un primer tanque luego de ahí pasará a otro tanque donde será diluida al 10%, de ahí serán alimentadas directamente al área 300 de Cianuración, donde tendrá un tiempo de residencia de 56 horas a escala industrial.

RECOMENDACIONES

- La Compañía Minera Volcan. S.A.C, para mejorar debe realizar el blending adecuado, teniendo en cuenta la dureza de material, ley de cabeza, para la recuperación de plata y oro por cada frente de alimentación.
- Se recomienda realizar un plan mensual al detalle, para la recuperación de oro y plata, teniendo en cuenta las leyes de cabeza, para tener resultados en el blending optimo que ingresará a planta.
- Para obtener las recuperaciones estimadas debe de cumplirse con los parámetros de operación dadas por el laboratorio de Investigaciones Metalúrgicas de la Compañía Cerro SAC, como parámetro muy importante se encuentra el p80 que debería estar en 54 micrones para que tenga una buena liberación de plata y oro del mineral.
- Para las diferentes pruebas de cianuración realizadas en el laboratorio, se debe realizar con reactivos netamente garantizados y los proveedores debe poner en Planta, como el cianuro de sodio, la cal.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Agrícola, G. (mayo de 1984). *Repositorio Ingemet*. Recuperado el 23 de abril de 2023, de De Re Metalica:
<https://repositorio.ingemet.gob.pe/handle/20.500.12544/481>
- Alicante. (2020). *Propiedades De Los Mienrales*. Recuperado el 22 de abril de 2023, de Minerales Visu: <https://web.ua.es/es/lpa/minerales-visu/propiedades/propiedades.html#top>
- Bernal. (2016). *Metodología De La Investigacion*. Lima: San Marcos.
- Boza Pari, M. A., & Rosario Espejo, G. M. (2018). *Estudio metalúrgico del tajo t4929 para optimizar el tratamiento de mineral de cobre, mediante el Blending en Compañía Minera Condestable S.A.* Obtenido de <http://hdl.handle.net/20.500.12894/5076>
- Carrasco, L. (2017). *Metodología De La Investigacion*. Bogota: Limusa.
- DÍAZ, A. A. (2013). *Proposición De Un Sistema De Lixiviación In Situ*. Obtenido de <https://repositorio.uchile.cl/bitstream/handle/2250/114460/Proposicio%CC%81n-de-un-sistema-de-lixiviacio%CC%81n-in-situ.pdf?sequence=4#:~:text=2.1%20Lixiviaci%C3%B3n%20in%20situ,-La%20lixiviaci%C3%B3n%20in&text=Esta%20t%C3%A9cnica%20es%20selectiva%20en,ni>
- Guerrero Barreto, J. C. (2006). *Caracterización y ensayos de cianuración intensiva de muestras minerales con contenido de oro del distrito minero Ponce Enriquez - Ecuador*. Escuela Superior Politecnica Del Litoral. Obtenido de <http://www.dspace.espol.edu.ec/handle/123456789/3365>
- Hurtado, A. S. (1997). Lixiviación de plata a temperatura alta en mineral complejo de pirita. *Lixiviation of silver at high temperatures in complex minera*, 2. Obtenido de http://www.scielo.org.pe/scielo.php?script=sci_arttext&pid=S1810-634X2019000100010

- Hurtado, A. S. (2019). Lixiviación De Plata A Temperaturas Altas. pag.98. Obtenido de <http://www.scielo.org.pe/pdf/rsqp/v85n1/a10v85n1.pdf>
- Ijujes, S. (2011). calculo de tamaño de muestra. *tamaño de muestra*, 4. Obtenido de <https://es.slideshare.net/slideshow/clculo-del-tamao-de-la-muestra-35348541/35348541>
- Luna Sánchez, R. M. (1999). *Cinética y modelado de la cianuración de sulfuro de plata a partir de concentrados minerales*. Universidad Autónoma Metropolitana. Obtenido de <https://doi.org/10.24275/uami.37720d27g>
- Navarra. (julio de 2019). *tenacidad de un mineral*. Recuperado el 24 de Abril de 2023, de Geologia 2: https://biologia-geologia.com/geologia/24223_tenacidad.html
- Perez, P. y. (06 de julio de 2020). *Ecología/Química*. Recuperado el 09 de mayo de 2023, de lixiviacion: <https://definicion.de/lixiviacion/>
- Prat. (julio de 2022). *¿Que es un Mineral?* Recuperado el 03 de abril de 2023, de UAP: https://www.unap.cl/prontus_unap/site/artic/20141029/pags/20141029155908.html
- Reyes Cruz, V. E. (1998). *Estudio preliminar para establecer las condiciones de operación de un reactor tridimensional, para recuperar oro y plata de disoluciones provenientes de la lixiviación de minerales con cianuro*. Universidad Autonoma Metropolitana Iztapalapa. Obtenido de <http://tesiuami.izt.uam.mx/uam/aspuam/presentatesis.php?recno=678&docs=UAM0678.PDF>
- Romero Duran, j. (2020). *lixiviacion a presion*. UNIVERSIDAD TECNOLÓGICA DE LALAGUNA DURANGO. Obtenido de <https://www.studocu.com/es-mx/document/universidad-tecnologica-de-la-laguna-durango/mineria/lixiviacion-a-presion-informacion-acerca-del-proceso-de-lixiviacion-a-presion-en-la-hidrometalurgia/13755480>

- USC. (2015). *Procesamiento De Minerales*. Recuperado el 02 de MAYO de 2023,
de USC:
<https://www.metalurgia.usach.cl/sites/metalurgia/files/documentos/capitulo12.pdf>

ANEXOS

Instrumentos de recolección de datos

Pruebas de cianuración zona de óxidos VGS

Prueba Nº 01 (100 µm):

REPORTE DE LABORATORIO HIDROMETALURGICO																																																																																																																																																																																																																																							
PROYECTO		OXIDOS - INSITU VGS			DESCRIPCION DE MUESTRA					Composito VGS					DESCRIPCION DE PRUEBA					Evaluar extraccion de Plata por cianuración.																																																																																																																																																																																																																			
Cód. Prueba	OX - 1				Tipo de Prueba	Agitación				VARIABLE		P80 (Granulometria)			<table border="1" style="width: 100%; border-collapse: collapse;"> <tr> <td>Tiempo de Pre - Oxidacion, h</td> <td colspan="2" style="text-align: center;">8</td> </tr> <tr> <td>Tiempo de Lixiviación, h</td> <td colspan="2" style="text-align: center;">48</td> </tr> </table>					Tiempo de Pre - Oxidacion, h	8		Tiempo de Lixiviación, h	48																																																																																																																																																																																																															
Tiempo de Pre - Oxidacion, h	8																																																																																																																																																																																																																																						
Tiempo de Lixiviación, h	48																																																																																																																																																																																																																																						
FECHA INICIO	19-Jun-22				NaCN, ppm	2455				Tiempo de Pre - Oxidacion, h		8																																																																																																																																																																																																																											
HORA INICIO	9:30 a. m.				NaCN, kg/t	3.00				Tiempo de Lixiviación, h		48																																																																																																																																																																																																																											
PESO BOTELLA, g					P80, µm	100				Wf mineral, g		496.54			<table border="1" style="width: 100%; border-collapse: collapse;"> <tr> <td>TIEMPO DE MOLIENDA:</td> <td colspan="2" style="text-align: center;">3min. 20seg.</td> </tr> <tr> <td>CAL EN LA MOLIENDA, g</td> <td colspan="2" style="text-align: center;">4</td> </tr> </table>					TIEMPO DE MOLIENDA:	3min. 20seg.		CAL EN LA MOLIENDA, g	4																																																																																																																																																																																																															
TIEMPO DE MOLIENDA:	3min. 20seg.																																																																																																																																																																																																																																						
CAL EN LA MOLIENDA, g	4																																																																																																																																																																																																																																						
PESO MINERAL, g	500.00				pH mineral :					Wf solucion, g		611.10			<table border="1" style="width: 100%; border-collapse: collapse;"> <tr> <td>928.57</td> <td colspan="4"></td> </tr> <tr> <td>364.74021</td> <td colspan="4"></td> </tr> </table>					928.57					364.74021																																																																																																																																																																																																														
928.57																																																																																																																																																																																																																																							
364.74021																																																																																																																																																																																																																																							
PESO SOLUCION, g	611.10				Dilucion (L/S)	1.22																																																																																																																																																																																																																																	
PESO TOTAL, g	1111.10				%Sólido	45																																																																																																																																																																																																																																	
<table border="1" style="width: 100%; border-collapse: collapse;"> <thead> <tr> <th rowspan="2">HORAS DE LIXIV.</th> <th rowspan="2">CN- [ppm]</th> <th rowspan="2">pH</th> <th colspan="2">REACT. AGREGAD</th> <th rowspan="2">VOLUMEN DESECHADO [ml]</th> <th colspan="5">ORO</th> <th colspan="5">PLATA</th> <th colspan="5">COBRE</th> <th rowspan="2">PESO Solucion [g]</th> <th rowspan="2">VOLUMEN AGREGADO [ml]</th> </tr> <tr> <th>NaCN [mg]</th> <th>CAL [mg]</th> <th>SOLUCIÓN [ppm]</th> <th>SOLUCIÓN [mg]</th> <th>DES. ACUM [mg]</th> <th>TOTAL [mg]</th> <th>% RECUPI ACUMUL</th> <th>SOLUCIÓN [ppm]</th> <th>SOLUCIÓN [mg]</th> <th>DES. ACUM [mg]</th> <th>TOTAL [mg]</th> <th>% RECUPI ACUMUL</th> <th>SOLUCIÓN [ppm]</th> <th>SOLUCIÓN [mg]</th> <th>DES. ACUM [mg]</th> <th>TOTAL [mg]</th> <th>% RECUPI ACUMUL</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>0</td> <td>1302</td> <td>11.6</td> <td>1500</td> <td>4000</td> <td>0</td> <td>0.00</td> <td>0.000</td> <td>0.000</td> <td>0.000</td> <td>0.00</td> <td>5.00</td> <td>3.0555</td> <td>0.00</td> <td>611.10</td> <td></td> </tr> <tr> <td>12</td> <td>774</td> <td>11.33</td> <td></td> <td></td> <td>30</td> <td>0.10</td> <td>0.061</td> <td>0.003</td> <td>0.061</td> <td>7.71</td> <td>24.30</td> <td>14.8497</td> <td>0.7290</td> <td>14.85</td> <td>17.95</td> <td>31.89</td> <td>19.49</td> <td>0.96</td> <td>19.488</td> <td>10.75</td> <td>611.10</td> <td>30</td> </tr> <tr> <td>24</td> <td>700</td> <td>11.51</td> <td></td> <td></td> <td>30</td> <td>0.40</td> <td>0.244</td> <td>0.015</td> <td>0.247</td> <td>31.23</td> <td>32.40</td> <td>19.7996</td> <td>1.7010</td> <td>20.53</td> <td>24.82</td> <td>42.75</td> <td>26.12</td> <td>2.24</td> <td>27.081</td> <td>14.94</td> <td>611.10</td> <td>30</td> </tr> <tr> <td>36</td> <td>668</td> <td>11.26</td> <td></td> <td></td> <td>30</td> <td>0.50</td> <td>0.306</td> <td>0.030</td> <td>0.321</td> <td>40.45</td> <td>39.60</td> <td>24.1996</td> <td>2.8890</td> <td>25.90</td> <td>31.31</td> <td>33.75</td> <td>20.62</td> <td>3.25</td> <td>22.864</td> <td>12.62</td> <td>611.10</td> <td>30</td> </tr> <tr> <td>48</td> <td>583</td> <td>11.17</td> <td></td> <td></td> <td></td> <td>0.63</td> <td>0.385</td> <td>0.030</td> <td>0.415</td> <td>52.37</td> <td>46.95</td> <td>28.6911</td> <td>2.8890</td> <td>31.58</td> <td>38.18</td> <td>47.50</td> <td>29.03</td> <td>3.25</td> <td>32.279</td> <td>17.81</td> <td>611.10</td> <td>0</td> </tr> <tr> <td colspan="3"></td> <td>11.37</td> <td>1500.0</td> <td colspan="20"></td> </tr> <tr> <td colspan="3"></td> <td>3.0</td> <td colspan="21"></td> </tr> </tbody> </table>																									HORAS DE LIXIV.	CN- [ppm]	pH	REACT. AGREGAD		VOLUMEN DESECHADO [ml]	ORO					PLATA					COBRE					PESO Solucion [g]	VOLUMEN AGREGADO [ml]	NaCN [mg]	CAL [mg]	SOLUCIÓN [ppm]	SOLUCIÓN [mg]	DES. ACUM [mg]	TOTAL [mg]	% RECUPI ACUMUL	SOLUCIÓN [ppm]	SOLUCIÓN [mg]	DES. ACUM [mg]	TOTAL [mg]	% RECUPI ACUMUL	SOLUCIÓN [ppm]	SOLUCIÓN [mg]	DES. ACUM [mg]	TOTAL [mg]	% RECUPI ACUMUL	0	1302	11.6	1500	4000	0	0.00	0.000	0.000	0.000	0.00	5.00	3.0555	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	611.10		12	774	11.33			30	0.10	0.061	0.003	0.061	7.71	24.30	14.8497	0.7290	14.85	17.95	31.89	19.49	0.96	19.488	10.75	611.10	30	24	700	11.51			30	0.40	0.244	0.015	0.247	31.23	32.40	19.7996	1.7010	20.53	24.82	42.75	26.12	2.24	27.081	14.94	611.10	30	36	668	11.26			30	0.50	0.306	0.030	0.321	40.45	39.60	24.1996	2.8890	25.90	31.31	33.75	20.62	3.25	22.864	12.62	611.10	30	48	583	11.17				0.63	0.385	0.030	0.415	52.37	46.95	28.6911	2.8890	31.58	38.18	47.50	29.03	3.25	32.279	17.81	611.10	0				11.37	1500.0																								3.0																					
HORAS DE LIXIV.	CN- [ppm]	pH	REACT. AGREGAD		VOLUMEN DESECHADO [ml]	ORO					PLATA					COBRE					PESO Solucion [g]	VOLUMEN AGREGADO [ml]																																																																																																																																																																																																																	
			NaCN [mg]	CAL [mg]		SOLUCIÓN [ppm]	SOLUCIÓN [mg]	DES. ACUM [mg]	TOTAL [mg]	% RECUPI ACUMUL	SOLUCIÓN [ppm]	SOLUCIÓN [mg]	DES. ACUM [mg]	TOTAL [mg]	% RECUPI ACUMUL	SOLUCIÓN [ppm]	SOLUCIÓN [mg]	DES. ACUM [mg]	TOTAL [mg]	% RECUPI ACUMUL																																																																																																																																																																																																																			
0	1302	11.6	1500	4000	0	0.00	0.000	0.000	0.000	0.00	5.00	3.0555	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	611.10																																																																																																																																																																																																																
12	774	11.33			30	0.10	0.061	0.003	0.061	7.71	24.30	14.8497	0.7290	14.85	17.95	31.89	19.49	0.96	19.488	10.75	611.10	30																																																																																																																																																																																																																	
24	700	11.51			30	0.40	0.244	0.015	0.247	31.23	32.40	19.7996	1.7010	20.53	24.82	42.75	26.12	2.24	27.081	14.94	611.10	30																																																																																																																																																																																																																	
36	668	11.26			30	0.50	0.306	0.030	0.321	40.45	39.60	24.1996	2.8890	25.90	31.31	33.75	20.62	3.25	22.864	12.62	611.10	30																																																																																																																																																																																																																	
48	583	11.17				0.63	0.385	0.030	0.415	52.37	46.95	28.6911	2.8890	31.58	38.18	47.50	29.03	3.25	32.279	17.81	611.10	0																																																																																																																																																																																																																	
			11.37	1500.0																																																																																																																																																																																																																																			
			3.0																																																																																																																																																																																																																																				
METALES					Au	Ag	Cu	Cu, %																																																																																																																																																																																																																															
CABEZA ENSAYADA [ppm]					1.60	168.0	0.03	0.03																																																																																																																																																																																																																															
COLA ENSAYADA [ppm]					0.76	103.0	0.03	0.03																																																																																																																																																																																																																															
EXTRACCION ENSAYADA [%]					52.5	38.7	0.00	0.00																																																																																																																																																																																																																															
CABEZA CALCULADA [ppm]					1.60	166.6	0.07	0.04																																																																																																																																																																																																																															
EXTRACCION CALCULADA [%]					52.4	38.2	100.0	17.8																																																																																																																																																																																																																															
METAL EN SOLUCIÓN [mg]					0.415	31.6	32.3	32.3																																																																																																																																																																																																																															
METAL EN COLA [mg]					0.377	51.1	0.015	149.0																																																																																																																																																																																																																															
METAL TOTAL [mg]					0.792	82.7	32.29	181.2																																																																																																																																																																																																																															
CONCORDANCIA, %					100	99	122																																																																																																																																																																																																																																
Nota: Reporte tomando como datos la última extracción.																																																																																																																																																																																																																																							
ASSAYS	Pb, %	Zn, %	Ag, g/t	Ag, oz/t	Au, g/t	Cu, %	Fe, %																																																																																																																																																																																																																																
HEAD	0.09	0.03	168	5.4	1.60	0.03	3.75																																																																																																																																																																																																																																
TAIL	0.09	0.03	103	3.3	0.76	0.03	3.70																																																																																																																																																																																																																																

CONSUMO DE REACTIVO		
NaCN	1.7	kg/t
CAL	8.1	kg/t
H2O2	9.3	kg/t

Tiempo (horas)	Alcalinizacion			Pre - Oxidacion			
	pH	CaO (gr)	Agreg	Oxidante H ₂ O ₂ g	O ₂ ppm	Temp °C	Potencial mV
0	11.70				8.40		
1	11.68			0.5750	10.05		
2	11.68			0.5750	10.98		
3	11.66			0.5750	11.89		
4	11.66			0.5750	13.76		
5	11.64			0.5750	14.27		
6	11.64			0.5750	14.83		
7	11.62			0.5750	15.13		
8	11.60			0.5750	14.76		
TOTAL				0.0000	4.6000		

Prueba N° 02 (74 µm):

REPORTE DE LABORATORIO HIDROMETALURGICO																										
PROYECTO		OXIDOS - INSITU			DESCRIPCION DE MUESTRA							Composito VGS					DESCRIPCION DE PRUEBA					Duplicado deAya - 1				
Cód. Prueba	Aya - 2			Tipo de Prueba		Agitación					VARIABLE		P80 (Granulometría)													
FECHA INICIO	19-Nov-13			NaCN, ppm		2455					Tiempo de Pre - Oxidacion, h		8													
HORA INICIO	9:30 a. m.			NaCN, kg/t		3.00					Tiempo de Lixiviación, h		48								TIEMPO DE MOLIENDA: 5min. 20seg.					
PESO BOTELLA, g	1360 0.0			P80, µm		74					WF mineral, g		498.22								CAL EN LA MOLIENDA, g 4					
PESO MINERAL, g	500.00 1220 0.0			pH mineral :							WF solucion, g		611.10 928.57													
PESO SOLUCION, g	611.10 1160 0.0			Dilucion (L/S)		1.22							364.74021													
PESO TOTAL,g	1111.10 1000 0			%Solido		45																				
HORAS DE LIXIV.	CN- [ppm]	pH	REACT. AGREGAD		VOLUMEN DESECHADO [ml]	ORO					PLATA					COBRE					PESO Solucion [g]	VOLUMEN AGREGADO [ml]				
			NaCN [mg]	CAL [mg]		SOLUCIÓN [ppm]	SOLUCIÓN [mg]	DES. ACUM [mg]	TOTAL [mg]	% RECUP ACUMUL	SOLUCIÓN [ppm]	SOLUCIÓN [mg]	DES. ACUM [mg]	TOTAL [mg]	% RECUP ACUMUL	SOLUCIÓN [ppm]	SOLUCIÓN [mg]	DES. ACUM [mg]	TOTAL [mg]	% RECUP ACUMUL						
0	1302	11.63	1500	4000	0	0.00	0.000	0.000	0.000	0.00	0.00	0.0000	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	611.10				
12	721	11.34			30	0.11	0.067	0.003	0.067	8.42	25.30	15.4608	0.7590	15.46	18.44	31.75	19.40	0.95	19.402	10.74	611.10	30				
24	647	11.30			30	0.43	0.263	0.016	0.266	33.34	34.40	21.0218	1.7910	21.78	25.98	38.00	23.22	2.09	24.174	13.38	611.10	30				
36	615	11.36			30	0.55	0.336	0.033	0.352	44.15	45.60	27.8662	3.1590	29.66	35.37	34.50	21.08	3.13	23.175	12.83	611.10	30				
48	530	11.23				0.71	0.431	0.033	0.464	58.17	52.95	32.3577	3.1590	35.52	42.36	46.00	28.11	3.13	31.238	17.29	611.10	0				
			11.37	1500.0																						
			3.0																							
METALES			Au	Ag	Cu	Cu, %																				
CABEZA ENSAYADA [ppm]			1.60	168.0	0.03	0.03																				
COLA ENSAYADA [ppm]			0.67	97.0	0.03	0.03																				
RECUPERACIÓN ENSAYADA [%]			58.1	42.3	0.00	0.00																				
CABEZA CALCULADA [ppm]			1.60	168.3	0.06	0.04																				
RECUPERACIÓN CALCULADA [%]			58.2	42.4	100.0	17.3																				
METAL EN SOLUCIÓN [mg]			0.464	35.5	31.2	31.2																				
METAL EN COLA [mg]			0.334	48.3	0.015	149.5																				
METAL TOTAL [mg]			0.798	83.8	31.25	180.7																				
CONCORDANCIA, %			100	100	121																					
Nota: Reporte tomando como datos la última extracción.																										
ASSAYS	Pb, %	Zn, %	Ag, g/t	Ag, oz/t	Au, g/t	Cu, %	Fe, %																			
HEAD	0.09	0.03	168	5.4	1.60	0.03	3.75																			
TAIL	0.09	0.03	97	3.3	0.67	0.03	3.70																			
Tiempo (horas)	Alcalinizacion			Pre - Oxidacion																						
	pH	CaO (gr)	Oxidante H2O2	O2	Temp	Potencial																				
	Inicio	Ajustado	Agreg	g	ppm	°C	mV																			
0	11.79				8.38																					
1	11.79			0.6	10.00																					
2	11.77			0.6	11.09																					
3	11.75			0.6	11.81																					
4	11.72			0.6	13.68																					
5	11.70			0.6	14.22																					
6	11.68			0.6	14.79																					
7	11.66			0.6	15.10																					
8	11.63			0.6	14.80																					
TOTAL			0.0000	4.6																						

CONSUMO DE REACTIVO	
NaCN	1.8 kg/t
CAL	8.0 kg/t
H2O2	9.2 kg/t

Prueba Nº 03 (54 µm):

REPORTE DE LABORATORIO HIDROMETALURGICO																								
PROYECTO		OXIDOS - INSITU			DESCRIPCION DE MUESTRA				Composito VGS				DESCRIPCION DE PRUEBA				Evaluar extraccion de Plata por cianuración.							
Cód. Prueba	Aya - 3			Tipo de Prueba	Agitación			VARIABLE	P80 (Granulometria)			TIEMPO DE MOLIENDA:		14min. 20seg.										
FECHA INICIO	19-Nov-13			NaCN, ppm	2455			Tiempo de Pre - Oxidacion, h	8			CAL EN LA MOLIENDA, g		4										
HORA INICIO	9:30 a. m.			NaCN, kg/t	3.00			Tiempo de Lixiviación, h	48															
PESO BOTELLA, g		1260	0.0	P80, µm	54			WF mineral, g	496.21															
PESO MINERAL, g	500.00	1120	0.0	pH mineral :				WF solucion, g	611.10			928.57		364.74021										
PESO SOLUCION, g	611.10	1060	0.0	Dilucion (L/S)	1.22																			
PESO TOTAL, g	1111.10	960	0	%Sólido	45																			
HORAS DE LIXIV.	CN- [ppm]	pH	REACT. AGREGAD		VOLUMEN DESECHADO [ml]	ORO					PLATA					COBRE					PESO Solucion [g]	VOLUMEN AGREGADO [ml]		
			NaCN [mg]	CAL [mg]		SOLUCIÓN [ppm]	SOLUCIÓN [mg]	DES. ACUM [mg]	TOTAL [mg]	% RECUP ACUMUL	SOLUCIÓN [ppm]	SOLUCIÓN [mg]	DES. ACUM. [mg]	TOTAL [mg]	% RECUP ACUMUL	SOLUCIÓN [ppm]	SOLUCIÓN [mg]	DES. ACUM. [mg]	TOTAL [mg]	% RECUP ACUMUL				
0	1302	11.22	1500	4001	0	0.00	0.000	0.000	0.000	0.00	0.00	0.0000	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	611.10		
12	668	11.25			30	0.14	0.086	0.004	0.086	10.83	28.30	17.2941	0.8490	17.29	20.67	26.75	16.35	0.80	16.347	9.00	611.10	30		
24	594	11.17			30	0.48	0.293	0.019	0.298	37.65	38.40	23.4662	2.0010	24.32	29.06	50.00	30.56	2.30	31.358	17.27	611.10	30		
36	562	11.20			30	0.61	0.373	0.037	0.391	49.52	49.60	30.3106	3.4890	32.31	38.62	40.00	24.44	3.50	26.747	14.73	611.10	30		
48	509	11.18				0.77	0.471	0.037	0.507	64.21	58.95	36.0243	3.4890	39.51	47.22	47.75	29.18	3.50	32.683	18.00	611.10	0		
			11.20	1500.0																				
			3.0																					
METALES				Au	Ag	Cu	Cu, %																	
CABEZA ENSAYADA [ppm]				1.60	168.0	0.03	0.03																	
COLA ENSAYADA [ppm]				0.57	89.0	0.03	0.03																	
RECUPERACIÓN ENSAYADA [%]				64.4	47.0	0.00	0.00																	
CABEZA CALCULADA [ppm]				1.59	168.6	0.07	0.04																	
RECUPERACIÓN CALCULADA [%]				64.2	47.2	100.0	18.0																	
METAL EN SOLUCIÓN [mg]				0.507	39.5	32.7	32.7																	
METAL EN COLA [mg]				0.283	44.2	0.015	148.9																	
METAL TOTAL [mg]				0.790	83.7	32.70	181.5																	
CONCORDANCIA, %				100	100	122																		
Nota: Reporte tomando como datos la última extracción.																								
ASSAYS	Pb, %	Zn, %	Ag, g/t	Ag, oz/t	Au, g/t	Cu, %	Fe, %																	
HEAD	0.09	0.03	168	5.4	1.60	0.03	3.75																	
TAIL	0.09	0.03	89	3.3	0.57	0.03	3.70																	
CONSUMO DE REACTIVO																								
NaCN	1.8	kg/t																						
CAL	8.1	kg/t																						
H2O2	9.3	kg/t																						
Tiempo (horas)	Alcalinizacion			Pre - Oxidacion																				
	pH	CaO (gr)	Oxidante H ₂ O ₂	O ₂	Temp	Potencial																		
0	11.64			8.07																				
1	11.45		0.58	10.19																				
2	11.39		0.58	11.88																				
3	11.37		0.58	13.27																				
4	11.35		0.58	14.73																				
5	11.3		0.58	14.71																				
6	11.07	11.30	0.001	0.58	14.70																			
7	11.28		0.58	14.77																				
8	11.22		0.58	14.77																				
TOTAL			0.0009	4.60																				

Prueba N° 04 (45 µm):

REPORTE DE LABORATORIO HIDROMETALURGICO																							
PROYECTO		OXIDOS - INSITU			DESCRIPCION DE MUESTRA					DESCRIPCION DE PRUEBA													
Cód. Prueba		Aya - 4			Tipo de Prueba					VARIABLE													
FECHA INICIO		19-Nov-13			Agitación					P80 (Granulometria)													
HORA INICIO		9:30 a. m.			NaCN, ppm					Tiempo de Pre - Oxidacion, h													
PESO BOTELLA, g		1260			NaCN, kg/t					Tiempo de Lixiviación, h													
PESO MINERAL, g		500.00			P80, µm					WF mineral, g													
PESO SOLUCION, g		611.10			pH mineral :					WF solucion, g													
PESO TOTAL, g		1111.10			Dilucion (L/S)					928.57													
		900			%Solido					364.74021													
										TIEMPO DE MOLIENDA: 19min. 25seg.													
										CAL EN LA MOLIENDA, g 4													
HORAS DE LIXIV.	CN- [ppm]	pH	REACT. AGREGAD		VOLUMEN DESECHADO [ml]	ORO					PLATA					COBRE					PESO Solucion [g]	VOLUMEN AGREGADO [ml]	
			NaCN [mg]	CAL [mg]		SOLUCIÓN [ppm]	SOLUCIÓN [mg]	DES. ACUM [mg]	TOTAL [mg]	% RECUP ACUMUL	SOLUCIÓN [ppm]	SOLUCIÓN [mg]	DES. ACUM. [mg]	TOTAL [mg]	% RECUP ACUMUL	SOLUCIÓN [ppm]	SOLUCIÓN [mg]	DES. ACUM. [mg]	TOTAL [mg]	% RECUP ACUMUL			
0	1302	11.33	1500	4000	0	0.00	0.000	0.000	0.000	0.00	0.00	0.0000	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	611.10	
12	668	11.26			30	0.14	0.086	0.004	0.086	10.71	28.30	17.2941	0.8490	17.29	20.72	29.50	18.03	0.89	18.027	10.31	611.10	30	
24	594	11.29			30	0.49	0.299	0.019	0.304	38.00	38.80	23.7107	2.0130	24.56	29.42	40.00	24.44	2.09	25.329	14.49	611.10	30	
36	530	11.27			30	0.63	0.385	0.038	0.404	50.54	51.60	31.5328	3.5610	33.55	40.19	34.75	21.24	3.13	23.321	13.34	611.10	30	
48	477	11.25				0.79	0.483	0.038	0.521	65.15	59.95	36.6354	3.5610	40.20	48.16	36.75	22.46	3.13	25.585	14.64	611.10	0	
			11.28	1500.0																			
			3.0																				
METALES			Au	Ag	Cu	Cu, %																	
CABEZA ENSAYADA [ppm]			1.60	168.0	0.03	0.03																	
COLA ENSAYADA [ppm]			0.56	87.0	0.03	0.03																	
RECUPERACIÓN ENSAYADA [%]			65.0	48.2	0.00	0.00																	
CABEZA CALCULADA [ppm]			1.61	167.8	0.05	0.04																	
RECUPERACIÓN CALCULADA [%]			65.1	48.2	99.9	14.6																	
METAL EN SOLUCIÓN [mg]			0.521	40.2	25.6	25.6																	
METAL EN COLA [mg]			0.279	43.3	0.015	149.2																	
METAL TOTAL [mg]			0.799	83.5	25.60	174.8																	
CONCORDANCIA, %			100	100	117																		
Nota: Reporte tomando como datos la última extracción.																							
ASSAYS	Pb, %	Zn, %	Ag, g/t	Ag, oz/t	Au, g/t	Cu, %	Fe, %																
HEAD	0.09	0.03	168	5.4	1.60	0.03	3.75																
TAIL	0.09	0.03	87	3.3	0.56	0.03	3.70																
CONSUMO DE REACTIVO																							
NaCN	1.9	kg/t																					
CAL	8.0	kg/t																					
H2O2	9.2	kg/t																					
Tiempo (horas)	Alcalinizacion			Pre - Oxidacion																			
	pH	CaO (gr)	Oxidante H2O2	O2	Temp	Potencial																	
0	11.67			8.1																			
1	11.63		0.5750	10.27																			
2	11.59		0.5750	11.76																			
3	11.54		0.5750	14.01																			
4	11.51		0.5750	14.83																			
5	11.08		0.5750	14.81																			
6	11.36		0.5750	14.88																			
7	11.33		0.5750	14.76																			
8	11.32		0.5750	10.79																			
TOTAL			0.0000	4.6000																			

Prueba Nº 05 (30 µm):

REPORTE DE LABORATORIO HIDROMETALURGICO																											
PROYECTO		OXIDOS - INSITU			DESCRIPCION DE MUESTRA							Composito VGS			DESCRIPCION DE PRUEBA				Evaluar extracción de Plata por cianuración.								
Cód. Prueba	Aya - 5				Tipo de Prueba		Agitación					VARIABLE		P80 (Granulometria)													
FECHA INICIO	19-Nov-13				NaCN, ppm		2455					Tiempo de Pre - Oxidacion, h		8													
HORA INICIO	2:00 p. m.		0.0		NaCN, kg/t		3.00					Tiempo de Lixiviación, h		48			<table border="1"> <tr> <td>TIEMPO DE MOLIENDA:</td> <td colspan="3">19min. 25seg.</td> </tr> </table>				TIEMPO DE MOLIENDA:	19min. 25seg.					
TIEMPO DE MOLIENDA:	19min. 25seg.																										
PESO BOTELLA, g	1100		0.0		P80, µm		30					Wf mineral, g		497.11			<table border="1"> <tr> <td>CAL EN LA MOLIENDA, g</td> <td colspan="3">4</td> </tr> </table>				CAL EN LA MOLIENDA, g	4					
CAL EN LA MOLIENDA, g	4																										
PESO MINERAL, g	500.00		1000		pH mineral :							Wf solucion, g		611.10			928.57										
PESO SOLUCION, g	611.10		900		Dilucion (L/S)		1.22										364.74021										
PESO TOTAL, g	1111.10		800		%Solido		45																				
HORAS DE LIXIV.	CN- [ppm]	pH	REACT. AGREGAD		VOLUMEN DESECHADO [ml]	ORO					PLATA					COBRE					PESO Solucion [g]	VOLUMEN AGREGADO [ml]					
			NaCN [mg]	CAL [mg]		SOLUCIÓN [ppm]	SOLUCIÓN [mg]	DES. ACUM. [mg]	TOTAL [mg]	% RECUP ACUMUL	SOLUCIÓN [ppm]	SOLUCIÓN [mg]	DES. ACUM. [mg]	TOTAL [mg]	% RECUP ACUMUL	SOLUCIÓN [ppm]	SOLUCIÓN [mg]	DES. ACUM. [mg]	TOTAL [mg]	% RECUP ACUMUL							
0	1302	11.36	1500	4000	0	0.00	0.000	0.000	0.000	0.000	0.00	0.0000	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.000	0.000	0.00	0.000	0.000	611.10			
12	583	11.29			30	0.18	0.110	0.005	0.110	13.84	28.30	17.2941	0.8490	17.29	20.74	35.10	21.45	1.05	21.450	12.04	611.10	30					
24	530	11.26			30	0.52	0.318	0.021	0.323	40.65	38.80	23.7107	2.0130	24.56	29.45	35.75	21.85	2.13	22.900	12.86	611.10	30					
36	477	11.12			30	0.71	0.434	0.042	0.455	57.22	54.60	33.3661	3.6510	35.38	42.42	34.75	21.24	3.17	23.361	13.12	611.10	30					
48	424	10.91				0.79	0.483	0.042	0.525	66.05	60.95	37.2465	3.6510	40.90	49.04	42.25	25.82	3.17	28.987	16.27	611.10	0					
			11.19	1500.0																							
			3.0																								
METALES				Au	Ag	Cu	Cu, %																				
CABEZA ENSAYADA [ppm]				1.60	168.0	0.03	0.03																				
COLA ENSAYADA [ppm]				0.54	85.5	0.03	0.03																				
RECUPERACIÓN ENSAYADA [%]				66.1	49.1	0.00	0.00																				
CABEZA CALCULADA [ppm]				1.60	167.8	0.06	0.04																				
RECUPERACIÓN CALCULADA [%]				66.0	49.0	99.9	16.3																				
METAL EN SOLUCIÓN [mg]				0.525	40.9	29.0	29.0																				
METAL EN COLA [mg]				0.270	42.5	0.015	149.1																				
METAL TOTAL [mg]				0.795	83.4	29.00	178.1																				
CONCORDANCIA, %				100	100	119																					
Nota: Reporte tomando como datos la última extracción.																											
ASSAYS	Pb, %	Zn, %	Ag, g/t	Ag, oz/t	Au, g/t	Cu, %	Fe, %																				
HEAD	0.09	0.03	168	5.4	1.60	0.03	3.75																				
TAIL	0.08	0.02	86	3.3	0.54	0.03	3.68																				
CONSUMO DE REACTIVO																											
NaCN	2.0	kg/t																									
CAL	8.0	kg/t																									
H2O2	9.3	kg/t																									
Tiempo (horas)	Alcalinizacion			Pre - Oxidacion																							
	pH	CaO (gr)	Oxidante H2O2	O2	Temp	Potencial																					
	Inicio	Ajustado	Agreg	g	ppm	°C	mV																				
0	11.60				7.20																						
1	11.60			0.5750	10.38																						
2	11.54			0.5750	11.98																						
3	11.51			0.5750	13.21																						
4	11.47			0.5750	13.96																						
5	11.4			0.5750	14.80																						
6	11.38			0.5750	15.11																						
7	11.38			0.5750	15.09																						
8	11.36			0.5750	14.64																						
TOTAL			0.0000	4.6000																							

Pruebas de cianuración zona de óxidos HANANCOCHA

Prueba Nº 01 (100 µm Hanancocha):

REPORTE DE LABORATORIO HIDROMETALURGICO																								
PROYECTO		HANANCOCHA			DESCRIPCION DE MUESTRA							Composito Hanancocha					DESCRIPCION DE PRUEBA			Evaluar extracción de Plata por cianuración.				
Cód. Prueba	Aya - 11			Tipo de Prueba		Agitación					VARIABLE		P80 (Granulometría)											
FECHA INICIO	24-Nov-13			NaCN, ppm		2455					Tiempo de Pre - Oxidación, h		8											
HORA INICIO	10:50 a. m.			NaCN, kg/t		3.00					Tiempo de Lixiviación, h		48			TIEMPO DE MOLIENDA: 4min. 10seg.								
PESO BOTELLA, g				P80, µm		100					Wf mineral, g		496.14			CAL EN LA MOLIENDA, g 5								
PESO MINERAL, g	500.00			pH mineral :		1180					Wf solución, g		611.10			928.6								
PESO SOLUCION, g	611.10			Dilucion (L/S)		1100										364.7								
PESO TOTAL, g	1111.10			%Solido		900																		
HORAS DE LIXIV.	CN- [ppm]	pH	REACT. AGREGAD		VOLUMEN DESECHADO [ml]	ORO					PLATA					COBRE					PESO Solucion [g]	VOLUMEN AGREGADO [ml]		
			NaCN [mg]	CAL [mg]		SOLUCIÓN [ppm]	SOLUCIÓN [mg]	DES. ACUM. [mg]	TOTAL [mg]	% RECUP ACUMUL	SOLUCIÓN [ppm]	SOLUCIÓN [mg]	DES. ACUM. [mg]	TOTAL [mg]	% RECUP ACUMUL	SOLUCIÓN [ppm]	SOLUCIÓN [mg]	DES. ACUM. [mg]	TOTAL [mg]	% RECUP ACUMUL				
0	1302	11.31	1500	5000	0	0.00	0.000	0.000	0.000	0.00	6.00	5.5714	2.19	5.57	7.65	0.00	0.00	0.00	0.000	0.00	611.10			
12	647	11.46			30	0.01	0.006	0.000	0.006	17.72	27.75	16.9580	3.0209	19.15	26.29	39.50	24.14	1.19	24.138	6.28	611.10	30		
24	625	11.48			30	0.02	0.009	0.001	0.009	27.45	30.00	18.3330	3.9209	21.35	29.32	50.50	30.86	2.70	32.046	8.34	611.10	30		
36	583	11.45			30	0.02	0.012	0.001	0.013	37.61	33.50	20.4719	4.9259	24.39	33.49	50.00	30.56	4.20	33.255	8.66	611.10	30		
48	477	11.39				0.03	0.015	0.001	0.017	48.21	34.00	20.7774	4.9259	25.70	35.29	53.50	32.69	4.20	36.894	9.60	611.10	0		
			11.42	1500.0																				
			3.0																					
METALES				Au	Ag	Cu	Cu, %																	
CABEZA ENSAYADA [ppm]				0.07	145.5	0.09	0.09																	
COLA ENSAYADA [ppm]				0.04	95.0	0.07	0.07																	
RECUPERACIÓN ENSAYADA [%]				48.4	34.7	23.37	23.37																	
CABEZA CALCULADA [ppm]				0.07	146.8	0.07	0.08																	
RECUPERACIÓN CALCULADA [%]				48.2	35.3	99.9	9.6																	
METAL EN SOLUCIÓN [mg]				0.017	25.7	36.9	36.9																	
METAL EN COLA [mg]				0.018	47.1	0.035	347.3																	
METAL TOTAL [mg]				0.034	72.8	36.93	384.2																	
CONCORDANCIA, %				100	101	85																		
Nota: Reporte tomando como datos la última extracción .																								
ASSAYS	Pb, %	Zn, %	Ag, g/t	Ag, oz/t	Au, g/t	Cu, %	Fe, %																	
HEAD	0.16	0.10	145	4.7	0.07	0.09	19.80																	
TAIL	0.14	0.08	95	0.4	0.04	0.07	18.00																	

CONSUMO DE REACTIVO		
NaCN	1.9	kg/t
CAL	10.1	kg/t
H2O2	9.3	kg/t

Tiempo (horas)	Alcalinizacion			Pre - Oxidacion			
	pH Inicio	pH Ajustado	CaO (gr) Agreg	Oxidante H ₂ O ₂ g	O ₂ ppm	Temp °C	Potencial mV
0	11.62				7.98		
1	11.58			0.5750	10.4		
2	11.54			0.5750	11.38		
3	11.5			0.5750	13.07		
4	11.43			0.5750	14.76		
5	11.35			0.5750	14.99		
6	11.32			0.5750	14.77		
7	11.30			0.5750	14.69		
8	11.31			0.5750	14.70		
TOTAL			0.0000	4.6000			

Prueba N° 02 (70 µm Hanancocha):

REPORTE DE LABORATORIO HIDROMETALURGICO																										
PROYECTO	HANANCOCHA					DESCRIPCION DE MUESTRA	Composito Hanancocha					DESCRIPCION DE PRUEBA	Duplicado de Aya - 11													
Cód. Prueba	Aya - 12					Tipo de Prueba	Agitación					VARIABLE	P80 (Granulometria)													
FECHA INICIO	24-Nov-13					NaCN, ppm	2455					Tiempo de Pre - Oxidacion, h	8													
HORA INICIO	10:50 a. m.					NaCN, kg/t	3.00					Tiempo de Lixiviación, h	48													
PESO BOTELLA, g	1140 0.0					P80, µm	5mim. 15seg.					Wf mineral, g		497.09												
PESO MINERAL, g	500.00 1020 0.0					pH mineral :						Wf solución, g		611.10 928.6												
PESO SOLUCION, g	611.10 940 0.0					Dilucion (L/S)	1.22							364.7												
PESO TOTAL, g	1111.10 800 0					%Solido	45																			
TIEMPO DE MOLIENTA:	6mim. 5seg.								CAL EN LA MOLIENTA, g		5															
HORAS DE LIXIV.	CN- [ppm]	pH	REACT. AGREGAL		VOLUMEN DESECHADO	ORO					PLATA					COBRE					PESO Solucion [g]	VOLUMEN AGREGADO [ml]				
			NaCN [mg]	CAL [mg]		SOLUCIÓN [ppm]	SOLUCIÓN [mg]	DES. ACUM. [mg]	TOTAL [mg]	% RECUP ACUMUL	SOLUCIÓN [ppm]	SOLUCIÓN [mg]	DES. ACUM. [mg]	TOTAL [mg]	% RECUP ACUMUL	SOLUCIÓN [ppm]	SOLUCIÓN [mg]	DES. ACUM. [mg]	TOTAL [mg]	% RECUP ACUMUL						
0	1302	11.33	1500	5000	0	0.00	0.000	0.000	0.000	0.00	6.00	5.5714	2.19	5.57	7.64	0.00	0.00	0.00	0.000	0.00	611.10					
12	604	11.43			30	0.01	0.006	0.000	0.006	17.44	29.45	17.9969	3.0719	20.19	27.66	41.75	25.51	1.25	25.513	6.60	611.10	30				
24	541	11.40			30	0.02	0.011	0.001	0.011	32.24	32.00	19.5552	4.0319	22.63	31.01	51.00	31.17	2.78	32.419	8.39	611.10	30				
36	498	11.37			30	0.02	0.014	0.002	0.015	42.50	37.50	22.9163	5.1569	26.95	36.93	49.50	30.25	4.27	33.032	8.55	611.10	30				
48	424	11.32				0.03	0.017	0.002	0.019	53.19	40.20	24.5662	5.1569	29.72	40.73	55.75	34.07	4.27	38.336	9.92	611.10	0				
			11.37	1500.0																						
			3.0																							
METALES			Au	Ag	Cu	Cu, %																				
CABEZA ENSAYADA [ppm]			0.07	145.5	0.09	0.09																				
COLA ENSAYADA [ppm]			0.03	87.0	0.07	0.07																				
RECUPERACIÓN ENSAYADA [%]			52.7	40.2	23.37	23.37																				
CABEZA CALCULADA [ppm]			0.07	146.8	0.08	0.08																				
RECUPERACIÓN CALCULADA [%]			53.2	40.7	99.9	9.9																				
METAL EN SOLUCIÓN [mg]			0.019	29.7	38.3	38.3																				
METAL EN COLA [mg]			0.016	43.2	0.035	348.0																				
METAL TOTAL [mg]			0.035	73.0	38.37	386.3																				
CONCORDANCIA, %			101	101	85																					
Nota: Reporte tomando como datos la última extracción.																										
ASSAYS	Pb, %	Zn, %	Ag, g/t	Ag, oz/t	Au, g/t	Cu, %	Fe, %																			
HEAD	0.16	0.10	145	4.7	0.07	0.09	19.80																			
TAIL	0.14	0.08	87	0.4	0.03	0.07	18.00																			
CONSUMO DE REACTIVO																										
NaCN	2.0	kg/t																								
CAL	10.1	kg/t																								
H2O2	9.3	kg/t																								
Tiempo (horas)	Alcalinizacion			Pre - Oxidacion																						
	pH		CaO (gr)	Oxidante H2O2	O2	Temp	Potencial																			
	Inicio	Ajustado	Agreg	g	ppm	°C	mV																			
0	11.60				7.89																					
1	11.53			0.5750	10.43																					
2	11.49			0.5750	11.47																					
3	11.41			0.5750	12.98																					
4	11.38			0.5750	14.69																					
5	11.34			0.5750	15.01																					
6	11.35			0.5750	14.68																					
7	11.33			0.5750	14.47																					
8	11.33			0.5750	14.56																					
TOTAL			0.0000	4.6000																						

Prueba N° 03 (54 µm Hanancocha):

REPORTE DE LABORATORIO HIDROMETALURGICO																									
PROYECTO		HANANCOCHA				DESCRIPCION DE MUESTRA						Composito Hanancocha				DESCRIPCION DE PRUEBA						Evaluar extraccion de Plata por cianuración.			
Cód. Prueba	Aya - 13					Tipo de Prueba		Agitación				VARIABLE		P80 (Granulometria)											
FECHA INICIO	25-Nov-13					NaCN, ppm		2455				Tiempo de Pre - Oxidacion, h		8											
HORA INICIO	8:00 a. m.					NaCN, kg/t		3.00				Tiempo de Lixiviación, h		48				TIEMPO DE MOLIENDA:		12min. 23seg.					
PESO BOTELLA, g	1040					P80, µm		54				Wf mineral, g		497.17				CAL EN LA MOLIENDA, g		5					
PESO MINERAL, g	500.00					pH mineral :						Wf solucion, g		611.10											
PESO SOLUCION, g	611.10					Dilucion (L/S)		1.22																	
PESO TOTAL, g	1111.10					%Solido		45																	
					0.0																				
					0.0																				
					0.0																				
					0																				
HORAS DE LIXIV.	CN- [ppm]	pH	REACT. AGREGAD		VOLUMEN DESECHADO [ml]	ORO					PLATA					COBRE					PESO Solucion [g]	VOLUMEN AGREGADO [ml]			
			NaCN [mg]	CAL [mg]		SOLUCIÓN [ppm]	SOLUCIÓN [mg]	DES. ACUM. [mg]	TOTAL [mg]	% RECUP ACUMUL	SOLUCIÓN [ppm]	SOLUCIÓN [mg]	DES. ACUM. [mg]	TOTAL [mg]	% RECUP ACUMUL	SOLUCIÓN [ppm]	SOLUCIÓN [mg]	DES. ACUM. [mg]	TOTAL [mg]	% RECUP ACUMUL					
0	1302	11.35	1500	5000	0	0.00	0.000	0.000	0.000	0.00	6.00	5.5714	2.19	5.57	7.65	0.00	0.00	0.00	0.000	0.00	611.10				
12	551	11.20			30	0.01	0.006	0.000	0.006	17.57	30.40	18.5774	3.1004	20.77	28.53	60.75	37.12	1.82	37.124	9.26	611.10	30			
24	509	11.29			30	0.02	0.012	0.001	0.013	36.01	35.00	21.3885	4.1504	24.49	33.64	67.00	40.94	3.83	42.766	10.66	611.10	30			
36	435	11.25			30	0.03	0.015	0.002	0.016	46.52	39.40	24.0773	5.3324	28.23	38.78	65.50	40.03	5.80	43.860	10.94	611.10	30			
48	371	11.20				0.03	0.018	0.002	0.020	57.11	44.50	27.1940	5.3324	32.53	44.68	77.25	47.21	5.80	53.005	13.22	611.10	0			
			11.26	1500.0																					
			3.0																						
METALES			Au	Ag	Cu	Cu, %																			
CABEZA ENSAYADA [ppm]			0.07	145.5	0.09	0.09																			
COLA ENSAYADA [ppm]			0.03	81.0	0.07	0.07																			
RECUPERACIÓN ENSAYADA [%]			57.0	44.3	23.37	23.37																			
CABEZA CALCULADA [ppm]			0.07	146.4	0.11	0.08																			
RECUPERACIÓN CALCULADA [%]			57.1	44.7	99.9	13.2																			
METAL EN SOLUCIÓN [mg]			0.020	32.5	53.0	53.0																			
METAL EN COLA [mg]			0.015	40.3	0.035	348.0																			
METAL TOTAL [mg]			0.035	72.8	53.04	401.0																			
CONCORDANCIA, %			100	101	88																				
Nota: Reporte tomando como datos la última extracción.																									
ASSAYS	Pb, %	Zn, %	Ag, g/t	Ag, oz/t	Au, g/t	Cu, %	Fe, %																		
HEAD	0.16	0.10	145	4.7	0.07	0.09	19.80																		
TAIL	0.14	0.08	81	0.4	0.03	0.07	18.00																		
						CONSUMO DE REACTIVO																			
						NaCN	2.2	kg/t																	
						CAL	10.1	kg/t																	
						H2O2	9.3	kg/t																	
		Alcalinizacion			Pre - Oxidacion																				
Tiempo		pH		CaO (gr)	Oxidante H2O2	O2	Temp	Potencial																	
(horas)		Inicio	Ajustado	Agreg	g	ppm	°C	mV																	
0		9.87	11.72																						
1		11.77			0.5750	1.49																			
2		11.75			0.5750	1.38																			
3		11.48			0.5750	1.53																			
4		11.32			0.5750	2.08																			
5		11.21			0.5750	1.78																			
6		11.12	11.47		0.5750	2.10																			
7		11.47			0.5750	2.37																			
8		11.33			0.5750	2.51																			
TOTAL				0.0000	4.6000																				

Prueba N° 04 (45 µm Hanancocha):

REPORTE DE LABORATORIO HIDROMETALURGICO																										
PROYECTO		HANANCOCHA			DESCRIPCION DE MUESTRA						Composito Hanancocha				DESCRIPCION DE PRUEBA				Duplicado de Aya - 13							
Cód. Prueba		Aya - 14			Tipo de Prueba						VARIABLE				P80 (Granulometría)											
FECHA INICIO		25-Nov-13			NaCN, ppm						2455				Tiempo de Pre - Oxidacion, h				8							
HORA INICIO		8:00 a. m.			NaCN, kg/t						3.00				Tiempo de Lixiviación, h				48							
PESO BOTELLA, g		1000			P80, µm						45				Wf mineral, g				496.74							
PESO MINERAL, g		500.00			pH mineral :										Wf solución, g				611.10							
PESO SOLUCION, g		611.10			Dilucion (L/S)						1.22				928.6				TIEMPO DE MOLIENTA:				17min.8seg.			
PESO TOTAL, g		1111.10			%Solido						45				364.7				CAL EN LA MOLIENTA, g				5			
HORAS DE LIXIV.	CN- [ppm]	pH	REACT. AGREGAD		VOLUMEN DESECHADO [ml]	ORO					PLATA				COBRE				PESO Solucion [g]	VOLUMEN AGREGADO [ml]						
			NaCN [mg]	CAL [mg]		SOLUCIÓN [ppm]	SOLUCIÓN [mg]	DES. ACUM. [mg]	TOTAL [mg]	% RECUP ACUMUL	SOLUCIÓN [ppm]	SOLUCIÓN [mg]	DES. ACUM. [mg]	TOTAL [mg]	% RECUP ACUMUL	SOLUCIÓN [ppm]	SOLUCIÓN [mg]	DES. ACUM. [mg]			TOTAL [mg]	% RECUP ACUMUL				
0	1302	11.31	1500	5000	0	0.00	0.000	0.000	0.000	0.00	6.00	5.5714	2.19	5.57	7.71	0.00	0.00	0.00	0.000	0.00	611.10					
12	530	11.18			30	0.01	0.006	0.000	0.006	17.83	34.40	21.0218	3.2204	23.21	32.11	60.25	36.82	1.81	36.819	9.27	611.10	30				
24	488	11.24			30	0.02	0.012	0.001	0.013	36.54	38.00	23.2218	4.3604	26.44	36.58	68.00	41.55	3.85	43.362	10.92	611.10	30				
36	424	11.20			30	0.03	0.015	0.002	0.016	47.21	40.00	24.4440	5.5604	28.80	39.84	65.00	39.72	5.80	43.569	10.97	611.10	30				
48	318	11.15				0.03	0.018	0.002	0.020	57.96	44.50	27.1940	5.5604	32.75	45.31	71.50	43.69	5.80	49.491	12.46	611.10	0				
			11.22	1500.0																						
			3.0																							
METALES		Au	Ag	Cu	Cu, %																					
CABEZA ENSAYADA [ppm]		0.07	145.5	0.09	0.09																					
COLA ENSAYADA [ppm]		0.03	79.6	0.07	0.07																					
RECUPERACIÓN ENSAYADA [%]		58.4	45.3	23.37	23.37																					
CABEZA CALCULADA [ppm]		0.07	145.5	0.10	0.08																					
RECUPERACIÓN CALCULADA [%]		58.0	45.3	99.9	12.5																					
METAL EN SOLUCIÓN [mg]		0.020	32.8	49.5	49.5																					
METAL EN COLA [mg]		0.014	39.5	0.035	347.7																					
METAL TOTAL [mg]		0.034	72.3	49.53	397.2																					
CONCORDANCIA, %		99	100	88																						
Nota: Reporte tomando como datos la última extracción.																										
ASSAYS	Pb, %	Zn, %	Ag, g/t	Ag, oz/t	Au, g/t	Cu, %	Fe, %																			
HEAD	0.16	0.10	145	4.7	0.07	0.09	19.80																			
TAIL	0.14	0.08	80	0.4	0.03	0.07	18.00																			
CONSUMO DE REACTIVO																										
NaCN	2.3	kg/t																								
CAL	10.1	kg/t																								
H2O2	9.3	kg/t																								
Tiempo (horas)	Alcalinizacion			Pre - Oxidacion																						
	pH	CaO (gr)	Oxidante H2O2	O2	Temp	Potencial																				
0	11.32						8.09																			
1	11.3			0.5750	10.19																					
2	11.28			0.5750	11.56																					
3	11.21			0.5750	12.38																					
4	11.19			0.5750	12.99																					
5	11.23			0.5750	13.76																					
6	11.29			0.5750	14.27																					
7	11.28			0.5750	14.92																					
8	11.28			0.5750	14.86																					
TOTAL			0.0000	4.6000																						

Prueba N° 05 (30 µm Hanancocha):

REPORTE DE LABORATORIO HIDROMETALURGICO																													
PROYECTO		HANANCOCHA					DESCRIPCION DE MUESTRA					Composito Hanancocha					DESCRIPCION DE PRUEBA					Evaluar extraccion de Plata por cianuración.							
Cód. Prueba	Aya - 15					Tipo de Prueba					Agitación					VARIABLE		P80 (Gramlometría)											
FECHA INICIO	25-Nov-13					NaCN, ppm					2455					Tiempo de Pre - Oxidacion, h		8											
HORA INICIO	8:00 a. m.					NaCN, kg/t					3.00					Tiempo de Lixiviación, h		48					TIEMPO DE MOLIENDA:		33min.8seg.				
PESO BOTELLA, g	890					P80, µm					30					Wf mineral, g		496.34					CAL EN LA MOLIENDA, g		5				
PESO MINERAL, g	500.00					pH mineral :										Wf solucion, g		611.10					928.6						
PESO SOLUCION, g	611.10					Dilucion (L/S)					1.22												364.7						
PESO TOTAL, g	1111.10					%Solido					45																		
HORAS DE LIXIV.	CN- [ppm]	pH	REACT. AGREGAD		VOLUMEN DESECHADO [ml]	ORO					PLATA					COBRE					PESO Solucion [g]	VOLUMEN AGREGADO [ml]							
			NaCN [mg]	CAL [mg]		SOLUCIÓN [ppm]	SOLUCIÓN [mg]	DES. ACUM. [mg]	TOTAL [mg]	% RECUP ACUMUL	SOLUCIÓN [ppm]	SOLUCIÓN [mg]	DES. ACUM. [mg]	TOTAL [mg]	% RECUP ACUMUL	SOLUCIÓN [ppm]	SOLUCIÓN [mg]	DES. ACUM. [mg]	TOTAL [mg]	% RECUP ACUMUL									
0	1302	11.16	1500	5000	0	0.00	0.000	0.000	0.000	0.00	6.00	5.5714	2.19	5.57	7.69	0.00	0.00	0.00	0.000	0.00	611.10								
12	472	11.11			30	0.01	0.006	0.000	0.006	17.58	36.00	21.9996	3.2684	24.19	33.38	80.50	49.19	2.42	49.194	12.17	611.10	30							
24	392	11.08			30	0.02	0.012	0.001	0.013	36.01	39.00	23.8329	4.4384	27.10	37.40	79.25	48.43	4.79	50.845	12.58	611.10	30							
36	318	11.00			30	0.03	0.016	0.002	0.017	48.29	42.00	25.6662	5.6984	30.10	41.55	87.25	53.32	7.41	58.111	14.38	611.10	30							
48	265	10.96				0.03	0.019	0.002	0.021	59.32	45.40	27.7439	5.6984	33.44	46.16	80.75	49.35	7.41	56.756	14.04	611.10	0							
			11.06	1500.0																									
			3.0																										
METALES		Au	Ag	Cu	Cu, %																								
CABEZA ENSAYADA	[ppm]	0.07	145.5	0.09	0.09																								
COLA ENSAYADA	[ppm]	0.03	78.6	0.07	0.07																								
RECUPERACIÓN ENSAYADA	[%]	59.1	46.0	23.37	23.37																								
CABEZA CALCULADA	[ppm]	0.07	146.0	0.11	0.08																								
RECUPERACIÓN CALCULADA	[%]	59.3	46.2	99.9	14.0																								
METAL EN SOLUCIÓN	[mg]	0.021	33.4	56.8	56.8																								
METAL EN COLA	[mg]	0.014	39.0	0.035	347.4																								
METAL TOTAL	[mg]	0.035	72.5	56.79	404.2																								
CONCORDANCIA, %		100	100	89																									
Nota: Reporte tomando como datos la última extracción.																													
ASSAYS	Pb, %	Zn, %	Ag, g/t	Ag, oz/t	Au, g/t	Cu, %	Fe, %																						
HEAD	0.16	0.10	145	4.7	0.07	0.09	19.80																						
TAIL	0.14	0.08	79	0.4	0.03	0.07	18.00																						
CONSUMO DE REACTIVO																													
NaCN	2.4	kg/t																											
CAL	10.1	kg/t																											
H2O2	9.3	kg/t																											
Tiempo (horas)	Alcalinizacion			Pre - Oxidacion																									
	pH		CaO (gr)	Oxidante H ₂ O ₂ g	O ₂ ppm	Temp °C	Potencial mV																						
0	11.10					8.14																							
1	11.08			0.5750	10.23																								
2	11.02			0.5750	11.65																								
3	10.84			0.5750	12.29																								
4	10.72			0.5750	13.47																								
5	11.15			0.5750	13.93																								
6	11.13			0.5750	14.24																								
7	11.18			0.5750	14.26																								
8	11.05			0.5750	14.32																								
TOTAL			0.0000	4.6000																									

Pruebas de cianuración zona de óxidos PIRITA

Prueba N° 01 (100 µm Pirita):

REPORTE DE LABORATORIO HIDROMETALURGICO																							
PROYECTO		PIRITA			DESCRIPCION DE MUESTRA						Composito Pirita						DESCRIPCION DE PRUEBA						
Cód. Prueba	Py - 6				Tipo de Prueba		Agitación				VARIABLE		Granulometría										
FECHA INICIO	19-Jun-22				NaCN, ppm		2455				Tiempo de Pre - Oxidacion, h		8				TIEMPO DE MOLIENDA: 4min. 10seg.						
HORA INICIO	2:00 p. m.				NaCN, kg/t		3.00				Tiempo de Lixiviación, h		48				CAL EN LA MOLIENDA, g 6						
PESO BOTELLA, g		1000	0.0	P80, µm		100				Wf mineral, g		496.08											
PESO MINERAL, g	500.00	800	0.0	pH mineral :						Wf solucion, g		611.10				928.57 364.74021							
PESO SOLUCION, g	611.10	600	0.0	Dilucion (L/S)		1.22																	
PESO TOTAL, g	1111.10	400	0	%Sólido		45																	
HORAS DE LIXIV.	CN- [ppm]	pH	REACT. AGREGAD		VOLUMEN DESECHADO [ml]	ORO					PLATA					COBRE					PESO Solucion [g]	VOLUMEN AGREGADO [ml]	
			NaCN [mg]	CAL [mg]		SOLUCIÓN [ppm]	SOLUCIÓN [mg]	DES. ACUM. [mg]	TOTAL [mg]	% RECU. ACUMUL	SOLUCIÓN [ppm]	SOLUCIÓN [mg]	DES. ACUM. [mg]	TOTAL [mg]	% RECU. ACUMUL	SOLUCIÓN [ppm]	SOLUCIÓN [mg]	DES. ACUM. [mg]	TOTAL [mg]	% RECU. ACUMUL			
0	1302	11.24	1500	6000	0	0.00	0.000	0.000	0.000	0.00	7.00	6.5000	2.55	6.50	4.59	0.00	0.00	0.00	0.000	0.00	611.10		
12	530	11.20			30	0.01	0.006	0.000	0.006	21.15	38.50	23.5274	3.7082	26.08	18.41	35.43	21.65	1.06	21.651	0.31	611.10	30	
24	424	11.34			30	0.01	0.007	0.001	0.008	26.42	47.25	28.8745	5.1257	32.58	23.00	38.00	23.22	2.20	24.285	0.35	611.10	30	
36	318	11.23			30	0.01	0.009	0.001	0.009	31.90	52.25	31.9300	6.6932	37.06	26.16	43.75	26.74	3.52	28.939	0.41	611.10	30	
48	212	10.97				0.02	0.010	0.001	0.011	37.16	58.50	35.7494	6.6932	42.44	29.96	42.50	25.97	3.52	29.487	0.42	611.10	0	
			11.20	1500.0																			
			3.0																				
METALES				Au	Ag	Cu	Cu, %																
CABEZA ENSAYADA [ppm]				0.06	285.7	1.61	1.61																
COLA ENSAYADA [ppm]				0.04	200.0	1.40	1.40																
RECUPERACIÓN ENSAYADA [%]				37.2	30.0	13.21	13.21																
CABEZA CALCULADA [ppm]				0.06	285.6	0.06	1.41																
RECUPERACIÓN CALCULADA [%]				37.2	30.0	97.7	0.4																
METAL EN SOLUCIÓN [mg]				0.011	42.4	29.5	29.5																
METAL EN COLA [mg]				0.018	99.2	0.695	694.1																
METAL TOTAL [mg]				0.029	141.7	30.18	6974.6																
CONCORDANCIA, %				100	100	87																	
Nota: Reporte tomando como datos la última extracción .																							
ASSAYS	Pb, %	Zn, %	Ag, g/t	Ag, oz/t	Au, g/t	Cu, %	Fe, %																
HEAD	4.33	3.39	286	9.2	0.06	1.61	20.84																
TAIL	4.30	3.38	200	6.4	0.04	1.40	19.30																

Tiempo (horas)	Alcalinizacion			Pre - Oxidacion			
	pH		CaO (gr)	Oxidante H ₂ O ₂	O ₂	Temp	Potencial
	Inicio	Ajustado	Agreg	g	ppm	°C	mV
0	11.57				7.23		
1	11.56			0.5750	10.43		
2	11.42			0.5750	11.39		
3	11.37			0.5750	12.47		
4	11.33			0.5750	13.15		
5	11.29			0.5750	13.87		
6	11.28			0.5750	14.29		
7	11.25			0.5750	15.15		
8	11.24			0.5750	14.59		
TOTAL				0.0000	4.6000		

CONSUMO DE REACTIVO		
NaCN	2.5	kg/t
CAL	12.1	kg/t
H2O2	9.3	kg/t

Prueba Nº 01 (74 µm Pirita):

REPORTE DE LABORATORIO HIDROMETALURGICO																									
PROYECTO		PIRITA		DESCRIPCION DE MUESTRA							Composito Pirita			DESCRIPCION DE PRUEBA				Evaluar extraccion de Plata por cianuración.							
Cód. Prueba	Py - 7				Tipo de Prueba		Agitación					VARIABLE		P80 (Granulometría)											
FECHA INICIO	19-Jun-22				NaCN, ppm		2455					Tiempo de Pre - Oxidacion, h		8											
HORA INICIO	2:00 p. m.				NaCN, kg/t		3.00					Tiempo de Lixiviación, h		48				<table border="1"> <tr> <td>TIEMPO DE MOLIENDA:</td> <td>7min. 14seg.</td> </tr> </table>						TIEMPO DE MOLIENDA:	7min. 14seg.
TIEMPO DE MOLIENDA:	7min. 14seg.																								
PESO BOTELLA, g		880	0.0	P80, µm		74					Wf mineral, g		495.87												
PESO MINERAL, g	500.00	620	0.0	pH mineral :							Wf solucion, g		611.10				928.6								
PESO SOLUCION, g	611.10	500	0.0	Dilucion (L/S)		1.22											364.7								
PESO TOTAL, g	1111.10	380	0	%Solido		45																			
HORAS DE LIXIV.	CN- [ppm]	pH	REACT. AGREGAD		VOLUMEN DESECHADO [ml]	ORO					PLATA				COBRE				PESO Solucion [g]	VOLUMEN AGREGADO [ml]					
			NaCN [mg]	CAL [mg]		SOLUCIÓN [ppm]	SOLUCIÓN [mg]	DES. ACUM. [mg]	TOTAL [mg]	% RECUP ACUMUL	SOLUCIÓN [ppm]	SOLUCIÓN [mg]	DES. ACUM. [mg]	TOTAL [mg]	% RECUP ACUMUL	SOLUCIÓN [ppm]	SOLUCIÓN [mg]	DES. ACUM. [mg]			TOTAL [mg]	% RECUP ACUMUL			
0	1302	11.28	1500	6000	0	0.00	0.000	0.000	0.000	0.00	7.00	6.5000	2.55	6.50	4.59	0.00	0.00	0.00	0.000	0.00	611.10				
12	466	11.26			30	0.01	0.006	0.000	0.006	20.69	38.50	23.5274	3.7082	26.08	18.41	34.36	21.00	1.03	20.997	0.30	611.10	30			
24	329	11.40			30	0.01	0.007	0.001	0.008	25.85	47.25	28.8745	5.1257	32.58	22.99	37.75	23.07	2.16	24.100	0.35	611.10	30			
36	265	11.25			30	0.02	0.010	0.001	0.011	37.41	52.25	31.9300	6.6932	37.06	26.15	36.25	22.15	3.25	24.316	0.35	611.10	30			
48	201	10.98				0.02	0.011	0.001	0.012	42.24	63.50	38.8049	6.6932	45.50	32.11	42.75	26.12	3.25	29.375	0.42	611.10	0			
			11.23	1500.0																					
			3.0																						
METALES		Au	Ag	Cu	Cu, %																				
CABEZA ENSAYADA	[ppm]	0.06	285.7	1.61	1.61																				
COLA ENSAYADA	[ppm]	0.03	194.0	1.40	1.40																				
RECUPERACIÓN ENSAYADA	[%]	41.0	32.1	13.21	13.21																				
CABEZA CALCULADA	[ppm]	0.06	285.8	0.06	1.41																				
RECUPERACIÓN CALCULADA	[%]	42.2	32.1	97.7	0.4																				
METAL EN SOLUCIÓN	[mg]	0.012	45.5	29.4	29.4																				
METAL EN COLA	[mg]	0.017	96.2	0.694	6942.2																				
METAL TOTAL	[mg]	0.030	141.7	30.07	6971.6																				
CONCORDANCIA, %		102	100	87																					
Nota: Reporte tomando como datos la última extracción.																									
ASSAYS	Pb, %	Zn, %	Ag, g/t	Ag, oz/t	Au, g/t	Cu, %	Fe, %																		
HEAD	4.33	3.39	286	9.2	0.06	1.61	20.84																		
TAIL	4.30	3.38	194	6.4	0.03	1.40	19.30																		
CONSUMO DE REACTIVO																									
NaCN	2.6	kg/t																							
CAL	12.1	kg/t																							
H2O2	9.3	kg/t																							
Tiempo (horas)	Alcalinizacion			Pre - Oxidacion																					
	pH	CaO (gr)	Oxidante H ₂ O ₂	O ₂	Temp	Potencial																			
0	11.62				7.7																				
1	11.53		0.5750	10.43																					
2	11.5		0.5750	11.58																					
3	11.44		0.5750	12.36																					
4	11.36		0.5750	13.25																					
5	11.3		0.5750	13.90																					
6	11.29		0.5750	14.22																					
7	11.28		0.5750	15.17																					
8	11.28		0.5750	14.62																					
TOTAL			0.0000	4.6000																					

Prueba Nº 01 (54 µm Pirita):

REPORTE DE LABORATORIO HIDROMETALURGICO																										
PROYECTO		PIRITA		DESCRIPCION DE MUESTRA										Composito Pirita		DESCRIPCION DE PRUEBA					Evaluar extraccion de Plata por cianuración.					
Cód. Prueba	Py - 8			Tipo de Prueba		Agitación		VARIABLE		P80 (Granulometria)																
FECHA INICIO	19-Jun-22			NaCN, ppm		2455		Tiempo de Pre - Oxidacion, h		8																
HORA INICIO	2:00 p.m.			NaCN, kg/t		3.00		Tiempo de Lixiviación, h		48										TIEMPO DE MOLIENDA:		16min. 8seg.				
PESO BOTELLA, g		780	0.0	P80, µm		54		Wf mineral, g		496.63										CAL EN LA MOLIENDA, g		6				
PESO MINERAL, g	500.00	620	0.0	pH mineral :				Wf solucion, g		611.10			928.6													
PESO SOLUCION, g	611.10	400	0.0	Dilucion (L/S)		1.22				364.7																
PESO TOTAL, g	1111.10	340	0	%Sólido		45																				
HORAS DE LIXIV.	CN- [ppm]	pH	REACT. AGREGAD		VOLUMEN DESECHADO [ml]	ORO					PLATA					COBRE					PESO Solucion [g]	VOLUMEN AGREGADO [ml]				
			NaCN [mg]	CAL [mg]		SOLUCIÓN [ppm]	SOLUCIÓN [mg]	DES. ACUM. [mg]	TOTAL [mg]	% RECU. ACUMUL	SOLUCIÓN [ppm]	SOLUCIÓN [mg]	DES. ACUM. [mg]	TOTAL [mg]	% RECU. ACUMUL	SOLUCIÓN [ppm]	SOLUCIÓN [mg]	DES. ACUM. [mg]	TOTAL [mg]	% RECU. ACUMUL						
0	1302	11.22	1500	6000	0	0.00	0.000	0.000	0.000	0.00	7.00	6.5000	2.55	6.50	4.57	0.00	0.00	0.00	0.000	0.00	611.10					
12	413	11.25			30	0.01	0.007	0.000	0.007	23.10	50.50	30.8606	4.0682	33.41	23.48	35.50	21.69	1.07	21.694	0.31	611.10	30				
24	329	11.40			30	0.01	0.009	0.001	0.009	30.54	59.15	36.1466	5.8427	40.21	28.26	37.00	22.61	2.18	23.676	0.34	611.10	30				
36	212	11.21			30	0.02	0.010	0.001	0.011	36.18	65.25	39.8743	7.8002	45.72	32.13	37.00	22.61	3.29	24.786	0.35	611.10	30				
48	180	11.04				0.02	0.012	0.001	0.013	46.23	73.80	45.0992	7.8002	52.90	37.18	46.75	28.57	3.29	31.854	0.46	611.10	0				
			11.22	1500.0																						
			3.0																							
METALES				Au	Ag	Cu	Cu, %																			
CABEZA ENSAYADA	[ppm]	0.06	285.7	1.61	1.61																					
COLA ENSAYADA	[ppm]	0.03	180.0	1.40	1.40																					
RECUPERACIÓN ENSAYADA	[%]	46.0	37.0	13.21	13.21																					
CABEZA CALCULADA	[ppm]	0.06	286.5	0.07	1.41																					
RECUPERACIÓN CALCULADA	[%]	46.2	37.2	97.9	0.5																					
METAL EN SOLUCIÓN	[mg]	0.013	52.9	31.9	31.9																					
METAL EN COLA	[mg]	0.016	89.4	0.695	6952.8																					
METAL TOTAL	[mg]	0.029	142.3	32.55	6984.7																					
CONCORDANCIA, %				100	100	87																				
Nota: Reporte tomando como datos la última extracción.																										
ASSAYS	Pb, %	Zn, %	Ag, g/t	Ag, oz/t	Au, g/t	Cu, %	Fe, %																			
HEAD	4.33	3.39	286	9.2	0.06	1.61	20.84																			
TAIL	4.30	3.38	180	6.4	0.03	1.40	19.30																			
CONSUMO DE REACTIVO																										
NaCN	2.6	kg/t																								
CAL	12.1	kg/t																								
H2O2	9.3	kg/t																								
Tempo	Alcalinizacion			Pre - Oxidacion																						
(horas)	pH	CaO (gr)	Oxidante H2O2	O2	Temp	Potencial																				
	Inicio	Ajustado	Agreg	g	ppm	°C	mV																			
0	11.67				7.68																					
1	11.64			0.5750	10.46																					
2	11.6			0.5750	11.62																					
3	11.57			0.5750	12.30																					
4	11.53			0.5750	13.32																					
5	11.47			0.5750	14.04																					
6	11.35			0.5750	14.27																					
7	11.26			0.5750	15.12																					
8	11.22			0.5750	14.59																					
TOTAL			0.0000	4.6000																						

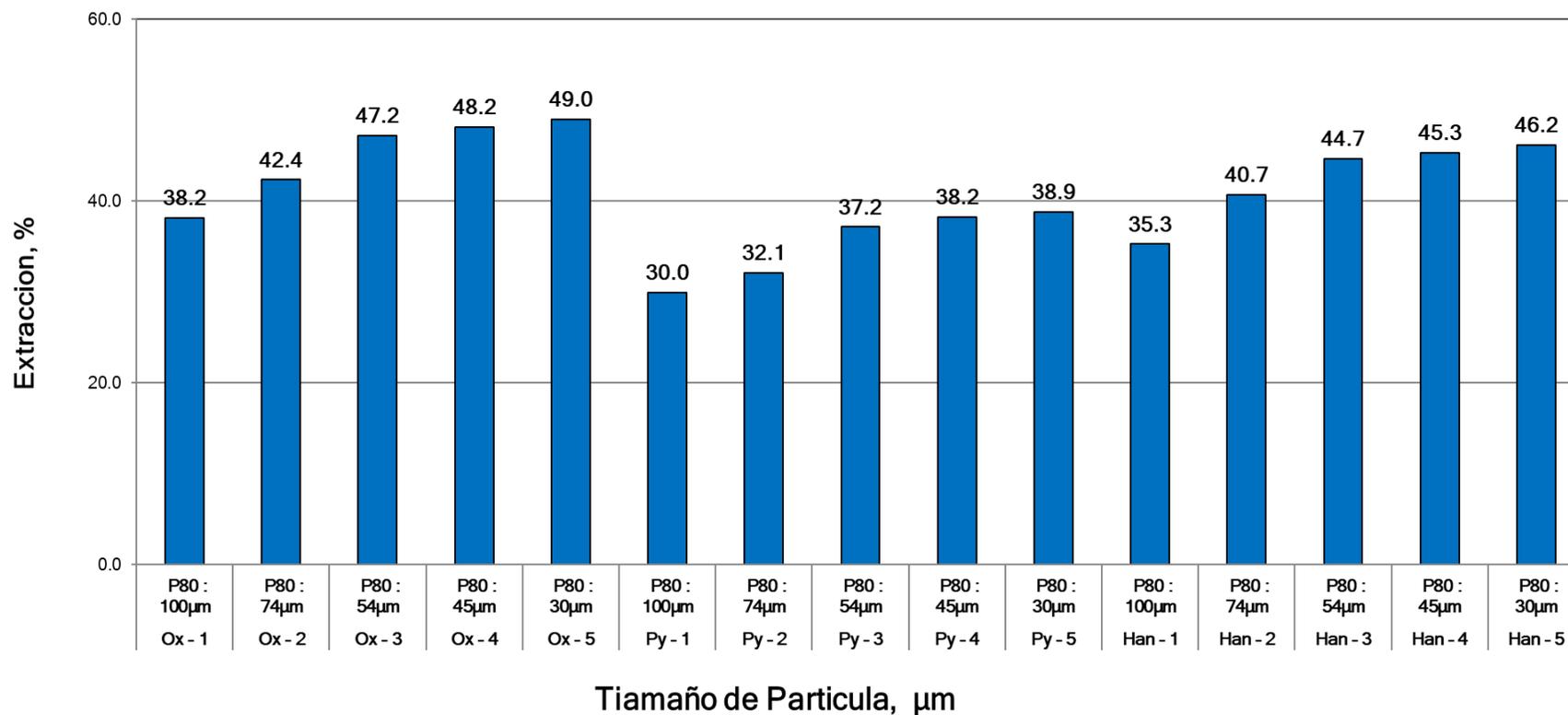
Prueba Nº 01 (30 µm Pirita):

REPORTE DE LABORATORIO HIDROMETALURGICO																								
PROYECTO		PIRITA		DESCRIPCION DE MUESTRA										Composito Pirita		DESCRIPCION DE PRUEBA					Evaluar extraccion de Plata por cianuración.			
Cód. Prueba	Py - 10			Tipo de Prueba		Agitación		VARIABLE		P80 (Granulometria)														
FECHA INICIO	19-Jun-22			NaCN, ppm		2455		Tiempo de Pre - Oxidacion, h		8														
HORA INICIO	10:50 a. m.			NaCN, kg/t		3.00		Tiempo de Lixiviación, h		48										TIEMPO DE MOLIENDA: 45min. 0seg.				
PESO BOTELLA, g		580	0.0	P80, µm		30		Wf mineral, g		496.03										CAL EN LA MOLIENDA, g 6				
PESO MINERAL, g	500.00	480	0.0	pH mineral :				Wf solucion, g		611.10			928.6											
PESO SOLUCION, g	611.10	340	0.0	Dilucion (L/S)		1.22				364.7														
PESO TOTAL, g	1111.10	220	0	%Sólido		45																		
HORAS DE LIXIV.	CN- [ppm]	pH	REACT. AGREGAD		VOLUMEN DESECHADO [ml]	ORO					PLATA					COBRE					PESO Solucion [g]	VOLUMEN AGREGADO [ml]		
			NaCN [mg]	CAL [mg]		SOLUCIÓN [ppm]	SOLUCIÓN [mg]	DES. ACUM. [mg]	TOTAL [mg]	% RECUP. ACUMUL	SOLUCIÓN [ppm]	SOLUCIÓN [mg]	DES. ACUM. [mg]	TOTAL [mg]	% RECUP. ACUMUL	SOLUCIÓN [ppm]	SOLUCIÓN [mg]	DES. ACUM. [mg]	TOTAL [mg]	% RECUP. ACUMUL				
0	1302	11.22	1500	6000	0	0.00	0.000	0.000	0.000	0.00	7.00	6.5000	2.55	6.50	4.53	0.00	0.00	0.00	0.000	0.00	611.10			
12	307	11.45			30	0.01	0.007	0.000	0.007	24.94	60.50	36.9716	4.3682	39.52	27.53	34.75	21.24	1.04	21.236	0.30	611.10	30		
24	254	11.50			30	0.02	0.009	0.001	0.010	32.40	68.00	41.5548	6.4082	45.92	31.98	47.25	28.87	2.46	29.917	0.43	611.10	30		
36	180	11.47			30	0.02	0.011	0.001	0.012	40.17	73.20	44.7325	8.6042	51.14	35.62	48.00	29.33	3.90	31.793	0.46	611.10	30		
48	117	11.36				0.02	0.013	0.001	0.014	48.03	77.20	47.1769	8.6042	55.78	38.85	49.75	30.40	3.90	34.302	0.49	611.10	0		
			11.40	1500.0																				
			3.0																					
METALES		Au	Ag	Cu	Cu, %																			
CABEZA ENSAYADA	[ppm]	0.06	285.7	1.61	1.61																			
COLA ENSAYADA	[ppm]	0.03	177.0	1.40	1.40																			
RECUPERACIÓN ENSAYADA	[%]	47.2	38.0	13.21	13.21																			
CABEZA CALCULADA	[ppm]	0.06	289.5	0.07	1.41																			
RECUPERACIÓN CALCULADA	[%]	48.0	38.9	98.0	0.5																			
METAL EN SOLUCIÓN	[mg]	0.014	55.8	34.3	34.3																			
METAL EN COLA	[mg]	0.015	87.8	0.694	6944.4																			
METAL TOTAL	[mg]	0.029	143.6	35.00	6978.7																			
CONCORDANCIA, %		102	101	87																				
Nota: Reporte tomando como datos la última extracción.																								
ASSAYS	Pb, %	Zn, %	Ag, g/t	Ag, oz/t	Au, g/t	Cu, %	Fe, %																	
HEAD	4.33	3.39	286	9.2	0.06	1.61	20.84																	
TAIL	4.30	3.38	177	6.4	0.03	1.40	19.30																	
CONSUMO DE REACTIVO																								
NaCN	2.8	kg/t																						
CAL	12.1	kg/t																						
H2O2	9.3	kg/t																						
Tempo	Alcalinizacion			Pre - Oxidacion																				
(horas)	pH		CaO (gr)	Oxidante H2O2	O2	Temp	Potencial																	
	Inicio	Ajustado	Agreg	g	ppm	°C	mV																	
0	11.65				7.85																			
1	11.57			0.5750	10.32																			
2	11.45			0.5750	11.98																			
3	11.39			0.5750	13.15																			
4	11.37			0.5750	14.32																			
5	11.25			0.5750	13.75																			
6	11.22			0.5750	13.88																			
7	11.23			0.5750	13.77																			
8	11.23			0.5750	13.98																			
TOTAL			0.0000	4.6000																				

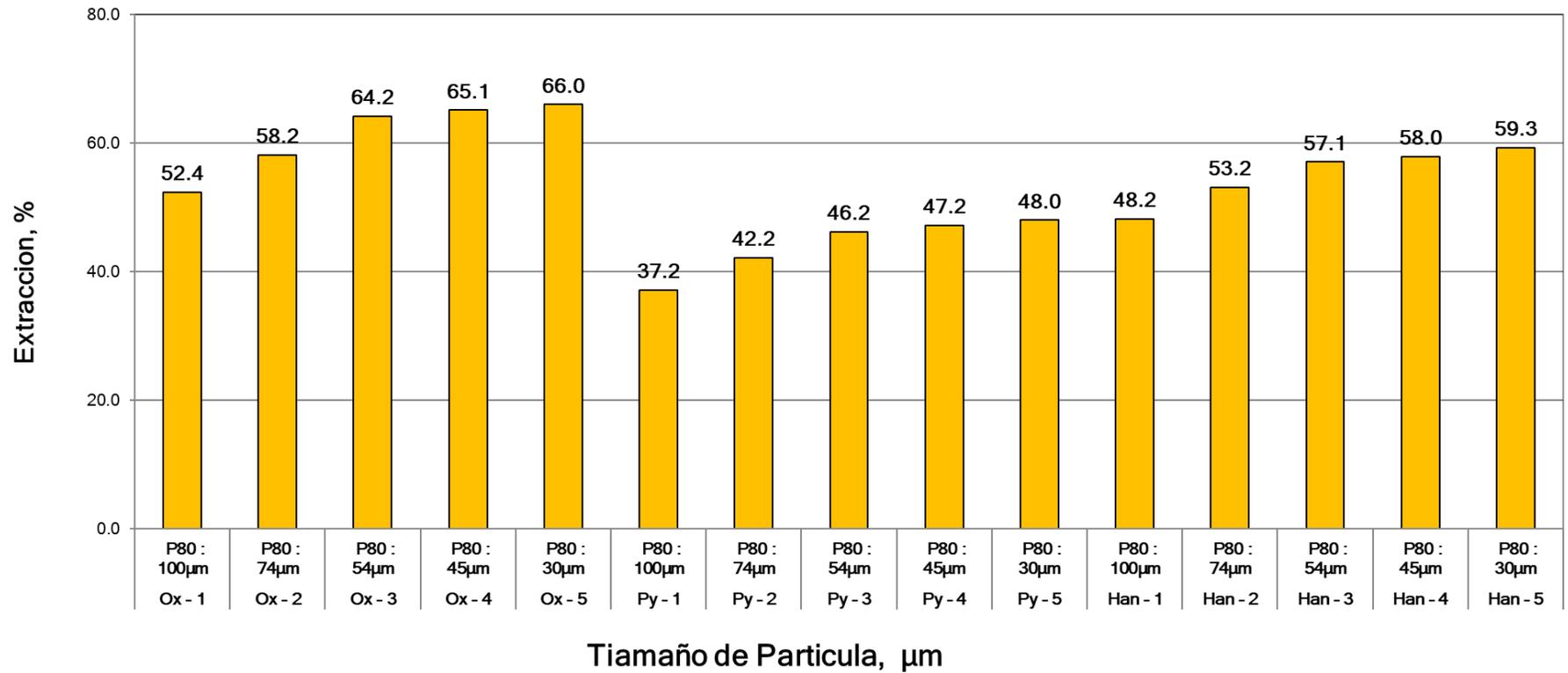
BALANCE DE PLATA Y ORO

Nº	CODIGO LAB OX	Tipo de Prueba	BALANCE DE PLATA					BALANCE DE ORO			Adicion	CONSUMO REACTIVOS		
			Cabeza C.		Cola		Ext.48h	Cabeza C.	Cola	Ext.48h	NaCN	NaCN	Cal	H2O2
			g/t	oz/t	g/t	oz/t	%	g/t	g/t	%	kg/t	kg/t	kg/t	kg/t
1	Ox - 1	P80 : 100µm	167	5.4	103	3.3	38.2	1.60	0.76	52.4	3.0	1.7	8.1	9.3
2	Ox - 2	P80 : 74µm	168	5.4	97	3.1	42.4	1.60	0.67	58.2	3.0	1.8	8.1	9.2
3	Ox - 3	P80 : 54µm	169	5.4	89	2.9	47.2	1.59	0.57	64.2	3.0	1.8	8.1	9.3
4	Ox - 4	P80 : 45µm	168	5.4	87	2.8	48.2	1.61	0.56	65.1	3.0	1.9	8.0	9.2
5	Ox - 5	P80 : 30µm	168	5.4	85.5	2.7	49.0	1.60	0.54	66.0	3.0	2.0	8.0	9.3
6	Py - 1	P80 : 100µm	286	9.2	200	6.4	30.0	0.06	0.04	37.2	3.0	2.5	12.1	9.3
7	Py - 2	P80 : 74µm	286	9.2	194	6.2	32.1	0.06	0.03	42.2	3.0	2.6	12.1	9.3
8	Py - 3	P80 : 54µm	287	9.2	180	5.8	37.2	0.06	0.03	46.2	3.0	2.6	12.1	9.3
9	Py - 4	P80 : 45µm	285	9.2	176	5.7	38.2	0.06	0.03	47.2	3.0	2.6	12.0	9.2
10	Py - 5	P80 : 30µm	289	9.3	177	5.7	38.9	0.06	0.03	48.0	3.0	2.8	12.1	9.3
11	Han - 1	P80 : 100µm	147	4.7	95	3.1	35.3	0.07	0.04	48.2	3.0	1.9	10.1	9.3
12	Han - 2	P80 : 74µm	147	4.7	87	2.8	40.7	0.07	0.03	53.2	3.0	2.0	10.1	9.3
13	Han - 3	P80 : 54µm	146	4.7	81	2.6	44.7	0.07	0.03	57.1	3.0	2.2	10.1	9.3
14	Han - 4	P80 : 45µm	146	4.7	79.6	2.6	45.3	0.07	0.03	58.0	3.0	2.3	10.1	9.3
15	Han - 5	P80 : 30µm	146	4.7	78.6	2.5	46.2	0.07	0.03	59.3	3.0	2.4	10.1	9.3

Extraccion Plata - Oxidos, Hanancocha y Pirita Lixiviacion a diferentes Tamaño de Particula



Extraccion Oro - Oxidos, Hanancocha y Pirita Lixiviacion a diferentes Tamaño de Particula



ANEXO : MATRIZ DE CONSISTENCIA

Estudio Metalúrgico del Blending de Pirita-Oxido para optimizar la recuperación de Plata y Oro en la Planta de Óxidos de la Compañía Minera Volcan. S.A.C. – 2023.

PROBLEMA	OBJETIVOS	HIPÓTESIS Y VARIABLES	OPERACIONALIZACIÓN DE LAS VARIABLES																
<p><u>Problema General</u></p> <p>¿Cómo realizar el estudio metalúrgico del Blending de pirita-óxidos para optimizar la recuperación de plata y oro en la planta de óxidos de la compañía minera volcán S.A.C. – 2023?</p> <p><u>Problemas Específicos:</u></p> <ul style="list-style-type: none"> ¿Cómo realizar la caracterización mineralógica del Blending de pirita - óxido para optimizar la recuperación de oro y plata de la planta de óxidos de la compañía minera Volcan S.A.C. – 2023? ¿Cuáles son los parámetros metalúrgicos del Blending de pirita-óxido para optimizar la recuperación de oro y plata de la planta de óxidos de la Compañía Minera Volcan S.A.C. – 2023? 	<p><u>Objetivo general:</u></p> <p>Realizar el estudio metalúrgico del Blending de pirita – óxidos para optimizar la recuperación de plata y oro en la planta de óxidos de la compañía minera volcan. S.A.C. – 2023.</p> <p><u>Objetivos Específicos:</u></p> <ul style="list-style-type: none"> Determinar y desarrollar la caracterización mineralógica el Blending de pirita-oxido en la planta de óxidos de la compañía minera volcán S.A.C. – 2023 Determinar los parámetros metalúrgicos más importantes del Blending de pirita-oxido planta de óxidos de la compañía minera volcan S.A.C. – 2023. 	<p><u>Hipótesis General</u></p> <p>El estudio metalúrgico del Blending de pirita-óxidos influye en la recuperación de plata y oro en la planta de óxidos de la compañía minera volcán. S.A.C. – 2023.</p> <p><u>Hipótesis operacionales:</u></p> <ul style="list-style-type: none"> si determinamos y desarrollamos la caracterización mineralógica, entonces, influirá en el Blending de pirita-oxido en la planta de óxidos de la compañía minera volcan? S.A.C. – 2023? Si determinamos los parámetros metalúrgicos más importantes del Blending de pirita-oxido entonces influirá en la recuperación de plata-oro en la planta de óxidos de la compañía minera volcan S.A.C. – 2023?. 	<p>Variables:</p> <ul style="list-style-type: none"> <u>Dependiente: Recuperación metalúrgica de plata y oro.</u> <table border="1" style="width: 100%; border-collapse: collapse;"> <thead> <tr> <th style="text-align: center;">Dimensiones</th> <th style="text-align: center;">Indicadores</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td style="text-align: center;">Recuperación de plata y oro</td> <td style="text-align: center;">Oz/TM y %</td> </tr> </tbody> </table> <ul style="list-style-type: none"> <u>V. Independiente:</u> ✓ Tonelaje de tratamiento <table border="1" style="width: 100%; border-collapse: collapse;"> <thead> <tr> <th style="text-align: center;">Dimensiones</th> <th style="text-align: center;">Indicadores</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td style="text-align: center;">Tonelaje optimo según blending</td> <td style="text-align: center;">TMH</td> </tr> </tbody> </table> ✓ Ley de cabeza de tratamiento <table border="1" style="width: 100%; border-collapse: collapse;"> <thead> <tr> <th style="text-align: center;">Dimensiones</th> <th style="text-align: center;">Indicadores</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td style="text-align: center;">Ley de los frentes de alimentacion</td> <td style="text-align: center;">Oz/TM y %</td> </tr> </tbody> </table> ✓ Work Index del mineral. <table border="1" style="width: 100%; border-collapse: collapse;"> <thead> <tr> <th style="text-align: center;">Dimensiones</th> <th style="text-align: center;">Indicadores</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td style="text-align: center;">Dureza de mienral por frente de alimentacion</td> <td style="text-align: center;">Kwh/TM</td> </tr> </tbody> </table>	Dimensiones	Indicadores	Recuperación de plata y oro	Oz/TM y %	Dimensiones	Indicadores	Tonelaje optimo según blending	TMH	Dimensiones	Indicadores	Ley de los frentes de alimentacion	Oz/TM y %	Dimensiones	Indicadores	Dureza de mienral por frente de alimentacion	Kwh/TM
Dimensiones	Indicadores																		
Recuperación de plata y oro	Oz/TM y %																		
Dimensiones	Indicadores																		
Tonelaje optimo según blending	TMH																		
Dimensiones	Indicadores																		
Ley de los frentes de alimentacion	Oz/TM y %																		
Dimensiones	Indicadores																		
Dureza de mienral por frente de alimentacion	Kwh/TM																		

Vista de molino de bolas del Laboratorio Metalúrgico



Vista de celdas de cianuración del Laboratorio Metalúrgico



Vista de la chancadora 1 del Laboratorio Metalúrgico



Vista de la chancadora 2 del Laboratorio Metalúrgico



Vista del horno de secado 1 del Laboratorio Metalúrgico



Vista del horno de secado 2 y 3 del Laboratorio Metalúrgico



Vista del pulverizador de anillos 1 del Laboratorio Metalúrgico



Vista de la olla de pulverizar del Laboratorio Metalúrgico



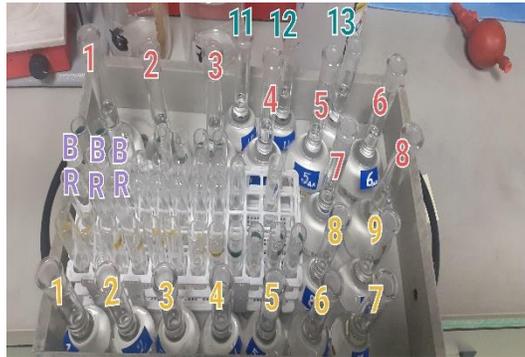
Vista del trasvazo de las muestra en mención.



Vista de la tilacion de las muestra que se analizaran



Vista del juego de fiolas para las muestras Cianuradas de los frentes de recuperación





Vista del rotap del laboratorio metalúrgico



Vistas del área de chancado secundario de la planta óxidos de Pasco S.A.C.



Vistas del área de Merrill Crowe de la planta óxidos de Pasco S.A.C.



Vistas del nido de hidrociclones de la planta óxidos de Pasco S.A.C.



Vistas de los trenes de cianuración de la planta óxidos de Pasco S.A.C.



Vistas de los trenes de cianuración de la planta óxidos de Pasco S.A.C.



Vistas de los molinos de bolas de la planta óxidos de Pasco S.A.C.



Vistas del tanque de solución rica de la planta óxidos de Pasco S.A.C.



Vistas del tanque de cal que suministra a la planta óxidos de Pasco S.A.C.



Vistas de la tolva de gruesos de la planta óxidos de Pasco S.A.C.



Diagrama de Flujo por secciones de Planta de Oxidos.

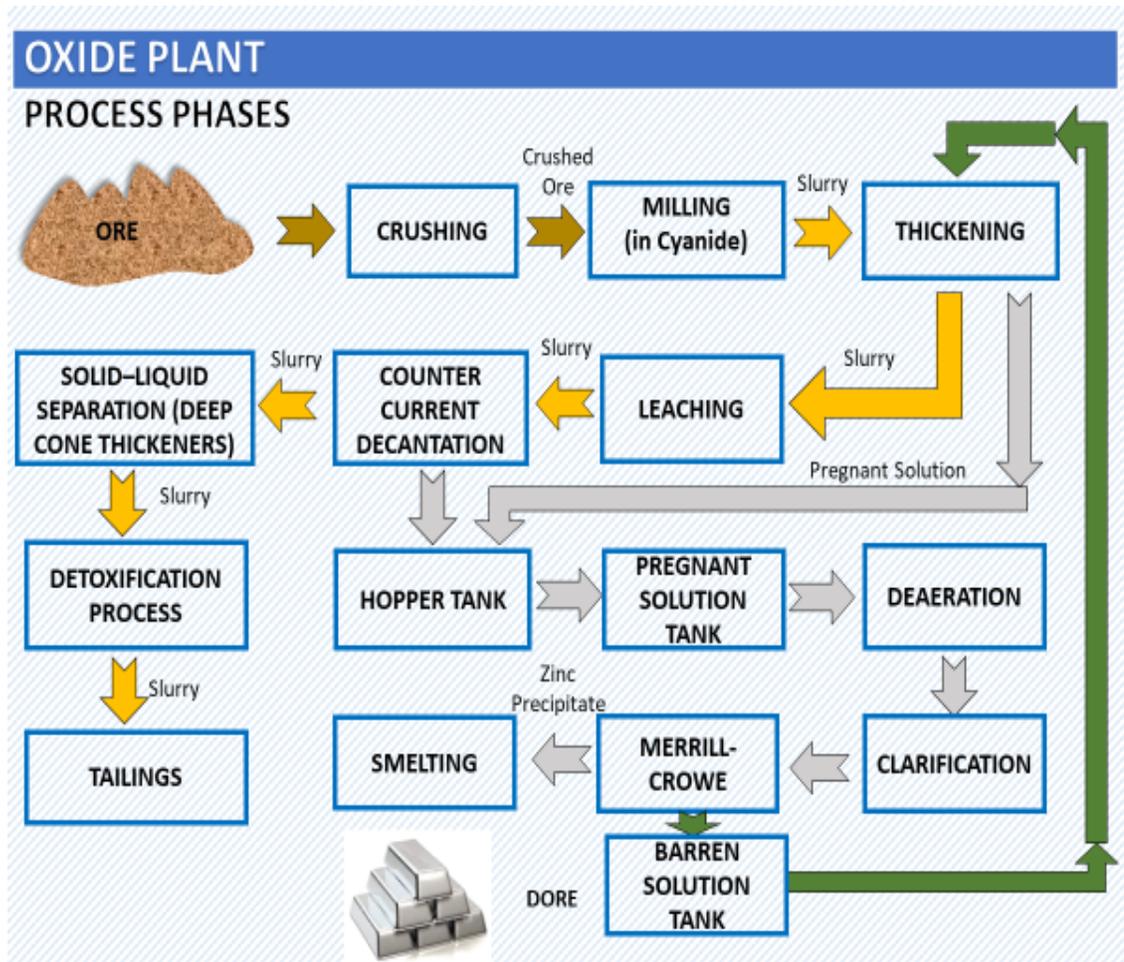


Diagrama de Flujo chancad primario, secundario y terciario.

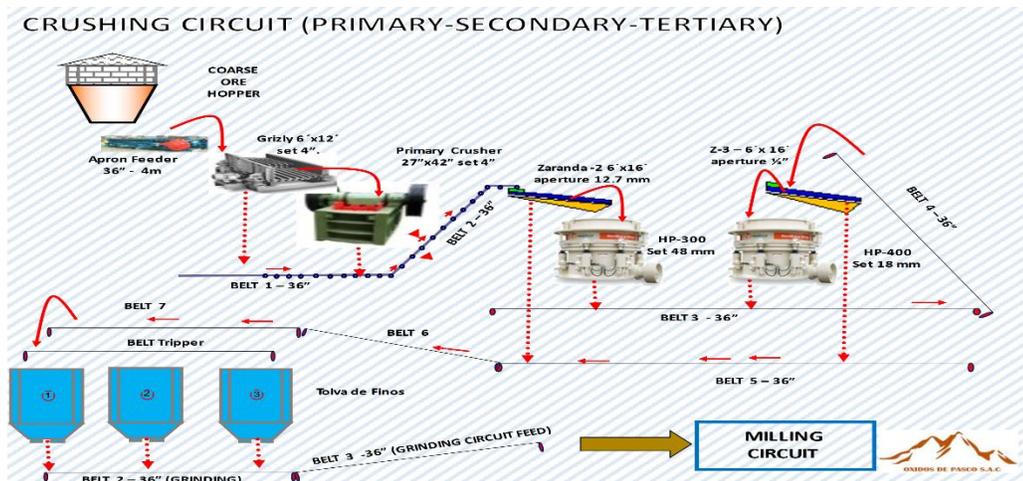


Diagrama de Flujo circuito de decantación

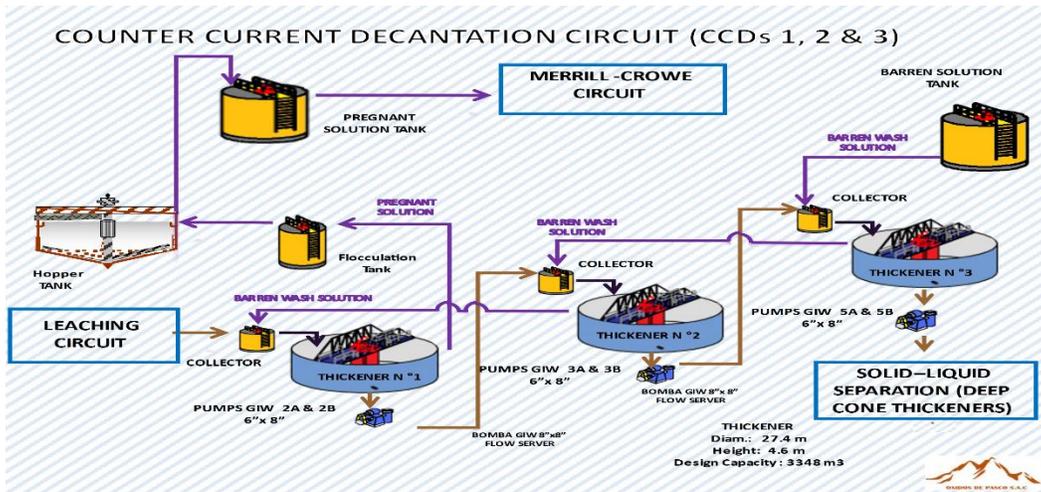


Diagrama de Flujo circuito de detoxificación

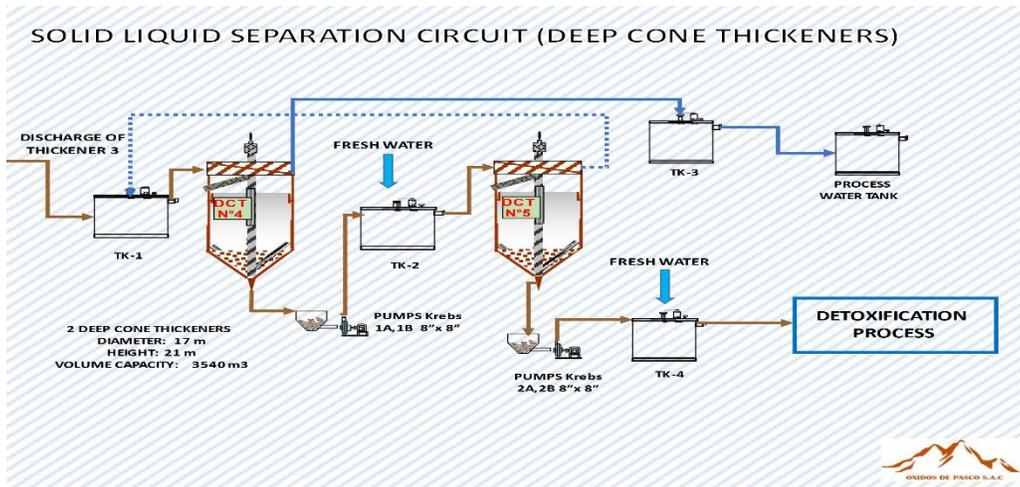


Diagrama de Flujo circuito de eliminación de cianuro

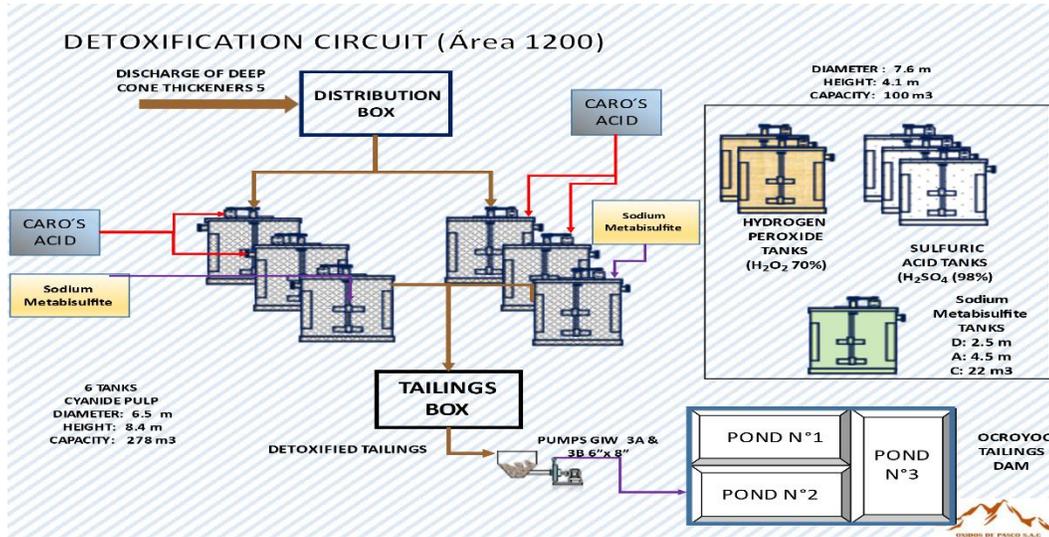


Diagrama de Flujo circuito de Merrill crowe

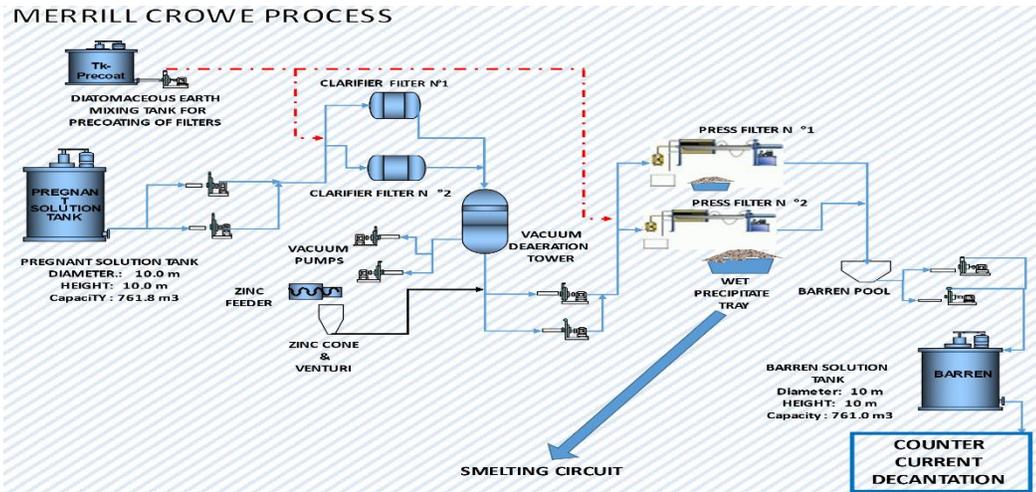


Diagrama de Flujo circuito de cianuración

