

Universidad Nacional

“José Faustino Sánchez Carrión”

FACULTAD DE INGENIERÍA QUÍMICA Y METALÚRGICA ESCUELA
PROFESIONAL DE INGENIERÍA METALÚRGICA



TESIS:

**“RECUPERACIÓN DE ORO EN CONCENTRADO DE COBRE DE
ANTIGUOS DEPÓSITOS DE RELAVES DE LA EMPRESA
CAMINDUS UTILIZANDO REACTIVOS SELECTIVOS DE
ROYAL CHEMICAL”**

**PARA OBTENER EL TÍTULO DE
INGENIERO METALÚRGICO**

AUTOR:

OSCAR RENZO DIAZ MUGRUZA

ASESOR:

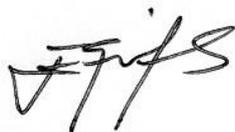
Dr. BERARDO BEDER RUIZ SANCHEZ

HUACHO – PERÚ

2020.

UNIV. NAC. JOSÉ FAUSTINO SÁNCHEZ CARRIÓN
FACULTAD DE INGENIERÍA QUÍMICA Y METALÚRGICA
[Handwritten signature]
Dr. Berardo B. Ruiz Sánchez
Reg.-C.I.P.-26627

**“RECUPERACIÓN DE ORO EN CONCENTRADO DE COBRE DE ANTIGUOS
DEPÓSITOS DE RELAVES DE LA EMPRESA CAMINDUS UTILIZANDO
REACTIVOS SELECTIVOS DE ROYAL CHEMICAL”.**



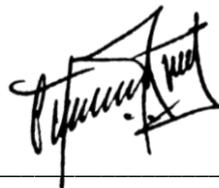
Dr. EDWIN GUILLERMO, GÁLVEZ TORRES

PRESIDENTE



Mg. RONALD FERNANDO, RODRIGUEZ ESPINOZA

SECRETARIO



Mg. JUAN MANUEL, IPANAQUE ROÑA

VOCAL



Dr. BERARDO BEDER RUIZ SÁNCHEZ

ASESOR

DEDICATORIA

Mi investigación se la dedico a mis padres, seres muy importantes para mi formación como ser humano y como profesional, por el amor y apoyo indescriptible hacia mi persona.

Oscar Renzo.

AGRADECIMIENTO

Agradecer a Dios, por permitir mi existencia, guiar mi camino, darme fortaleza y claridad en mis decisiones.

A la Empresa ROYAL CHEMICAL S.A, por acceder a mi solicitud de investigación, y así contribuir a la mejora de sus procedimientos.

A mis maestro de mi casa superior de estudios la U.N.J.F.S.C., por alentarme y brindar sus conocimientos en materia investigativa y teórica.

Oscar Renzo.

PENSAMIENTO

Las dos pruebas más difíciles en el camino espiritual son: la paciencia para esperar el momento correcto y el valor de no decepcionarnos con lo que nos encontremos.

Paulo Coelho

ÍNDICE GENERAL

DEDICATORIA	iii
AGRADECIMIENTO.....	iv
PENSAMIENTO.....	v
ÍNDICE GENERAL.....	vi
ÍNDICE DE FIGURAS.....	xi
ÍNDICE DE TABLAS	xii
GLOSARIO DE ABREVIATURA.....	xv
RESUMEN.....	xvii
ABSTRACT.....	xviii
INTRODUCCIÓN	xix
CAPITULO I PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	20
1.1 Descripción de la realidad problemática.	20
1.1.1. Problema General.....	21
1.1.2. Problemas Específicos.....	21
1.2 Objetivo de la investigación.	22
1.2.1. Objetivo General	22
1.2.2. Objetivo Específicos.	22
1.3 Justificación.....	22
1.3.1. Práctico.....	22

1.3.2. Teórico.	23
1.3.3. Metodológico:	23
1.3.4. Político:	23
1.3.5. Económico:.....	24
1.4 Delimitación.	24
1.4.1. Delimitación territorial.....	24
1.4.2. Delimitación tiempo y espacio.....	24
1.4.3. Delimitación de recursos.....	24
1.5 Viabilidad del estudio.....	24
CAPITULO II MARCO TEÓRICO	25
2.1 Antecedentes de la Investigación.	25
2.1.1. Investigaciones Nacionales.	25
2.1.2. Investigaciones Internacionales.....	26
2.2 MARCO TEÓRICO.	29
2.3.1. Fundamento de la Cianuración para la Recuperación de Oro.....	29
2.3.2. El Impacto del Cobre en la Cianuración del Oro.	31
2.3.3. Mitigar el Efecto del Cobre en el Procesamiento del Oro.....	33
2.3.3.1. Lixiviación selectiva de oro.....	33
2.3.3.2. Lixiviación selectiva de cobre.	34
2.3.3.3. Digestión de cianuro de cobre	35

2.3.4.	Factores que Afectan la Química del Sulfuro de Cianuro de Cobre.	35
2.3.4.1	Efecto de la proporción de cianuro a cobre.	36
2.3.5.	Partículas Compuestas en Flotación.....	37
2.3.6.	Factores que Afectan la Recuperación de Partículas Compuestas.	38
2.3.6.1	Tamaño de partícula y disipación de energía (turbulencia).....	38
2.3.6.2	Tasa de aireación y tamaño de la burbuja.....	40
2.3.6.3	Composición de partículas y liberación de minerales.	41
2.3	Formulación de la hipótesis.	43
2.3.1	Hipótesis General.....	43
2.3.2	Hipótesis Específicas.	44
2.4	Operacionalización de variables.	44
CAPITULO III METODOLOGÍA		46
3.1	Diseño Metodológico.	46
3.1.1.	Tipo de investigación.	46
3.1.2.	Nivel de Investigación.....	46
3.1.3.	Diseño de la Investigación.	46
3.1.4.	Procedimientos en Contrastación de Hipótesis o Cumplimiento de Objetivos Técnicos.	47
3.2	Población y muestra.....	47
3.2.1.	Población.....	47

3.2.2. Muestra.....	47
3.3 Técnicas e Instrumentos de la Recolección de Datos.....	47
3.3.1. Empleamos las tecnicas	47
3.3.2. Descripción de Instrumentos.....	48
3.4 Procedimiento y análisis de datos.....	48
CAPITULO IV RESULTADOS.....	49
4.1 Análisis de Resultados.....	49
4.1.1. Resumen por año de la alimentación en el proceso de recuperación de Au y Ag.....	49
4.1.2. Mineral nuevo de relave, prueba de lavado y cianuración.	49
4.1.2.1 Pruebas resultados de cianuración diferentes granulometrías y tiempos....	50
4.1.2.2 Prueba resultados de Lavado y Cianuración Año 2020.....	51
4.1.3. Caracterización mineralógica las muestras extraídas del depósito de relaves.	52
4.1.3.1 Caracterización Mineralógica Compósito 1.	52
4.1.3.2 Caracterización Mineralógica Compósito 2.	53
4.1.3.3 Caracterización Mineralógica Compósito 3.	54
4.1.3.4 Caracterización Mineralógica Compósito 4	55
4.1.3.5 Caracterización Mineralógica Compósito 5	57
4.1.4. Análisis Granulométrico.	58

4.1.5. Los resultados obtenidos de la cinética de molienda.	63
4.1.6. Pruebas de los resultados de Lixiviación a Granulometría Natural	70
4.1.7. Pruebas de los resultados de lixiviación a diferentes granulometrías.	72
4.1.8. Pruebas de concentración de los resultados por flotación.	81
4.2 Contrastación de Hipótesis	82
1.2.1. Contrastación hipótesis general.....	82
CAPITULO V CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	85
5.1 Conclusiones.....	85
5.2 Recomendaciones	86
CAPITULO VI FUENTE DE INFORMACIÓN	87
6.1 Referencias Bibliográficas	87
ANEXOS.....	91
A-1. Principales equipos proceso seleccionado	91
A-1: Matriz de consistencia.....	95

ÍNDICE DE FIGURAS

<i>Figura N° 1. Valores de dureza versus cambios en la frecuencia medida.</i>	31
<i>Figura N° 2: Determinación termodinámica de la especiación de Cu (I) en diferentes adiciones de CN⁻ para una solución de Cu (I) 20 mM con una relación S: Cu de 0,5, un pH de 4 y donde no se consideran las reacciones redox.</i>	36
<i>Figura N° 3: Determinación termodinámica de la especiación de Cu (I) en diferentes adiciones de CN⁻ para una solución de Cu (I) 20 mM con una relación S: Cu de 0,5, un pH de 6 y donde no se consideran las reacciones redox.</i>	37
<i>Figura N° 4. Compósito 1. Distribución granulométrica de Au y Ag</i>	59
<i>Figura N° 5. Compósito 2, Distribución granulométrica de Au y Ag</i>	60
<i>Figura N° 6. Compósito 3. Distribución granulométrica de Ag y Au</i>	61
<i>Figura N° 7. Compósito 4. Distribución granulométrica de Ag y Au</i>	62
<i>Figura N° 8. Compósito 5, distribución granulométrica de Ag y Au</i>	63
<i>Figura N° 9. Cinética de lixiviación de oro a -75 μm</i>	74
<i>Figura N° 10. Cinética de lixiviación de plata a -75 μm</i>	74
<i>Figura N° 11. Cinética de lixiviación de oro a -53 μm</i>	76
<i>Figura N° 12. Cinética de lixiviación de plata a -53 μm</i>	77
<i>Figura N° 13. Cinética de lixiviación de oro a -38 μm</i>	79
<i>Figura N° 14. Cinética de lixiviación de plata a -38 μm</i>	79

ÍNDICE DE TABLAS

<i>Tabla 1: Solubilidad de varios minerales de cobre en soluciones de cianuro expresada como porcentaje de mineral disuelto (Sceresini 2005)</i>	32
<i>Tabla 3: Operacionalización de las Variables</i>	44
<i>Tabla 4: Resumen características mineral alimentado desde 2010 a 2019,</i>	49
<i>Tabla 5: Porcentaje de recuperación año 2019 de oro pruebas de cianuración.</i>	50
<i>Tabla 6: Porcentaje de recuperaciones año 2019 plata, pruebas Cianuración</i>	51
<i>Tabla 7: Porcentaje de recuperación año 2020 pruebas de lavado y Cianuración</i>	51
<i>Tabla 8: Compósito 1. Granulometría: asociación y oclusión del Au°.</i>	53
<i>Tabla 9: Compósito 1. Granulometría: asociación y oclusión del Ag.</i>	53
<i>Tabla 10: Compósito 2. Granulometría: asociación y oclusión del Au°.</i>	54
<i>Tabla 11: Compósito 2. Granulometría: asociación y oclusión del Ag.</i>	54
<i>Tabla 12: Compósito 3. Granulometría: asociación y oclusión del Au°.</i>	55
<i>Tabla 13: Compósito 3. Granulometría: asociación y oclusión del Ag.</i>	55
<i>Tabla 14: Compósito 4, Granulometría: asociación y oclusión del Au°.</i>	56
<i>Tabla 15: Compósito 4. Granulometría: asociación y oclusión del Ag.</i>	56
<i>Tabla 16: Compósito 5. Granulometría: asociación y oclusión del Au°.</i>	57
<i>Tabla 17: Compósito 5. Granulometría: asociación y oclusión del Ag.</i>	58
<i>Tabla 18: Compósito 1. Distribución granulométrica</i>	58
<i>Tabla 19: Compósito 2, Distribución Granulométrica</i>	59
<i>Tabla 20: Compósito 3, Distribución Granulométrica</i>	60
<i>Tabla 21: Compósito 4, Distribución Granulométrica.</i>	61
<i>Tabla 22: Compósito 5. Distribución granulométrica</i>	62
<i>Tabla 23: Compósito 1 sin molienda: granulometría.</i>	63
<i>Tabla 24: Compósito 1 con 20 min. de molienda.</i>	64

<i>Tabla 25: Compósito 1 con 40 min. de molienda,</i>	<i>64</i>
<i>Tabla 26: Compósito 1 con 60 min. de molienda,</i>	<i>64</i>
<i>Tabla 27: Compósito 2 sin molienda granulometría.</i>	<i>65</i>
<i>Tabla 28: Compósito 2 con 20 min. De molienda.</i>	<i>65</i>
<i>Tabla 29: Compósito 2 con 40 min. De molienda.</i>	<i>65</i>
<i>Tabla 30: Compósito 2 con 60 min. de molienda.</i>	<i>66</i>
<i>Tabla 31: Compósito 3 sin molienda granulometría.</i>	<i>66</i>
<i>Tabla 32: Compósito 3 con 20 min. de molienda.</i>	<i>66</i>
<i>Tabla 33: Compósito 3 con 40 min. de molienda.</i>	<i>66</i>
<i>Tabla 34: Compósito 3 con 60 min. de molienda.</i>	<i>67</i>
<i>Tabla 35: Compósito 4 sin molienda granulométrica.</i>	<i>67</i>
<i>Tabla 36: Compósito 4 con 20 min. de molienda granulométrica.</i>	<i>68</i>
<i>Tabla 37: Compósito 4 con 40 min. de molienda granulométrica.</i>	<i>68</i>
<i>Tabla 38: Compósito 4 con 60 min. de molienda granulométrica.</i>	<i>68</i>
<i>Tabla 39: Compósito 5 sin molienda granulométrica.</i>	<i>69</i>
<i>Tabla 40: Compósito 5 con 20 min. de molienda granulométrica.</i>	<i>69</i>
<i>Tabla 41: Compósito 5 con 40 min. de molienda granulométrica</i>	<i>69</i>
<i>Tabla 42: Compósito 5 con 60 min. de molienda granulométrica.</i>	<i>70</i>
<i>Tabla 43: Compósito 1. Cinética de lixiviación.</i>	<i>70</i>
<i>Tabla 44: Compósito 2. Cinética de lixiviación.</i>	<i>70</i>
<i>Tabla 45: Compósito 3. Cinética de lixiviación.</i>	<i>71</i>
<i>Tabla 46: Compósito 4. Cinética de lixiviación.</i>	<i>71</i>
<i>Tabla 47: Compósito 5. Cinética de lixiviación.</i>	<i>72</i>
<i>Tabla 48: Compósito 1. Cinética de lixiviación a -75 μm.</i>	<i>72</i>
<i>Tabla 49: Compósito 2. Cinética de lixiviación a -75 μm.</i>	<i>72</i>

<i>Tabla 50: Compósito 3. Cinética de lixiviación a -75 μm.</i>	<i>73</i>
<i>Tabla 51: Compósito 4. Cinética de lixiviación a -75 μm.</i>	<i>73</i>
<i>Tabla 52: Compósito 5. Cinética de lixiviación a -75 μm.</i>	<i>73</i>
<i>Tabla 53: Compósito 1. Cinética de lixiviación a -53 μm.</i>	<i>75</i>
<i>Tabla 54: Compósito 2. Cinética de lixiviación a -53 μm.</i>	<i>75</i>
<i>Tabla 55: Compósito 3. Cinética de lixiviación a -53 μm.</i>	<i>75</i>
<i>Tabla 56: Compósito 4. Cinética de lixiviación a -53 μm.</i>	<i>75</i>
<i>Tabla 57: Compósito 5. Cinética de lixiviación a -53 μm.</i>	<i>76</i>
<i>Tabla 58: Compósito 1. Cinética de lixiviación a -38μm.</i>	<i>77</i>
<i>Tabla 59: Compósito 2. Cinética de lixiviación a -38μm.</i>	<i>77</i>
<i>Tabla 60: Compósito 3. Cinética de lixiviación a -38μm.</i>	<i>78</i>
<i>Tabla 61: Compósito 4. Cinética de lixiviación a -38μm.</i>	<i>78</i>
<i>Tabla 62: Compósito 5. Cinética de lixiviación a -38μm.</i>	<i>78</i>
<i>Tabla 63: Dos horas en lixiviación a diferentes granulometrías</i>	<i>80</i>
<i>Tabla 64: Cuatro horas en lixiviación a diferentes granulometrías</i>	<i>80</i>
<i>Tabla 65: Ocho horas en lixiviación a diferentes granulometrías</i>	<i>80</i>
<i>Tabla 66: Veinticuatro horas en lixiviación a diferentes granulometrías</i>	<i>80</i>
<i>Tabla 67: Cuarenta y ocho horas en lixiviación a diferentes granulometrías</i>	<i>81</i>
<i>Tabla 68: Compósito 1: pruebas de flotación</i>	<i>81</i>
<i>Tabla 69: Compósito 2: pruebas de flotación</i>	<i>81</i>
<i>Tabla 70: Compósito 3: pruebas de flotación</i>	<i>81</i>
<i>Tabla 71: Compósito 4: pruebas de flotación</i>	<i>82</i>
<i>Tabla 72: Compósito 5: pruebas de flotación</i>	<i>82</i>

GLOSARIO DE ABREVIATURA

%	:	Porcentaje
Ag	:	Plata
Atm	:	Atmosfera
KCl	:	Cloruro de potasio.
Cu	:	Cobre
CuSO ₄	:	Sulfato de cobre.
Fe	:	Hierro
FeSO ₄	:	Sulfato ferroso
gr	:	Gramos
H ₂ SO ₄	:	Ácido sulfúrico.
Kg/TM	:	Kilogramo por tonelada métrica
mg/l	:	Miligramo por litro
K ₂ HPO ₄	:	Fosfato di potásico
ml	:	Mililitros.
Mo	:	Molibdeno
Na ₂ S	:	Sulfuro de Sodio
NaCN	:	Cianuro de sodio.
NaHSO ₃	:	Bisulfito de sodio
OH ⁻	:	Alcohol
onz	:	Onza
pH	:	pachimetro
TN	:	Tonelada

Zn : Zinc

ZnSO₄ : Sulfato de zinc.

RESUMEN

Actualmente en la **recuperación de oro en concentrado de cobre de antiguos depósitos de relaves de la empresa camindus utilizando reactivos selectivos de Royal Chemical**, el **Objetivo** de investigación, especificar la recuperación de oro del concentrado cobre los depósitos de relaves a distintas granulometría y tiempos de la antigua Relavera de Comindus utilizando reactivos royal chemical, utilizando la técnica del análisis estadístico para procesar la información. La **Metodología**, determinamos las alternativas para procesar el mineral en la recuperación de oro en los concentrados de cobre de la relavera, mediante el lavado de mineral, la molienda a distintas granulometrías, la Cianuración a distintos tiempos y la concentración por flotación cómo influye en la recuperación, y se determina la caracterización mineralógica en los cinco compósitos. Como **resultados** se obtuvo, que para las pruebas de cianuración la mayor recuperación se dio en 20 horas, donde para Au =96.67% y Ag=95.46%; la lixiviación a distintas granulometrías se obtuvo a -38 μ m, Au = 70.40% y Ag = 44.30 % de recuperación; en la flotación se produjo una significativa pérdida del 71.0% para Au y 75.6% para Ag. **Conclusión**, que a través del procedimiento de lixiviación hay mayor recuperación de oro que en la flotación que la mayor parte se va como relaves.

Palabras claves: Lixiviación, Cianuración flotación y compósito.

ABSTRACT

Currently in the recovery of gold in copper concentrate from old tailings deposits of the camindus company using selective reagents from Royal Chemical, the objective of the research work is to determine the recovery of gold in the copper concentrate from the tailings deposits at different granulometry and times of the old Comindus Relavera using royal chemical reagents using statistical analysis as a technique for information processing. The Methodology, we determine the alternatives to process the mineral in the recovery of gold in the copper concentrates of the tailings dam, by washing the mineral, grinding at different granulometries, Cyanidation at different times and the concentration by flotation how it influences the recovery, and the mineralogical characterization is determined in the five composites. As results, it was obtained that for the cyanidation tests the highest recovery occurred in 20 hours, where for Au = 96.67% and Ag = 95.46%; leaching at different granulometries was obtained at $-38\mu\text{m}$, Au = 70.40% and Ag = 44.30% recovery; in the flotation there was a significant loss of 71.0% for Au and 75.6% for Ag. Conclusion that through the leaching procedure there is greater recovery of gold than in the flotation that most of it goes as tailings.

Keywords: Leaching, Cyanidation, flotation and composite

INTRODUCCIÓN

Actualmente la minería es habitual en la extracción de metales la indagación de métodos que contaminen menos y recuperación de minerales valioso en los depósitos de relaves, generando altos costos económico y ambiental, uno de los índices de contaminación son los procesos metalúrgicos.

La investigación se lleva cabo en las instalaciones de la Empresa Minera Comindus, ubicadas en la ciudad de Abancay, dedicada a la flotación de sulfuros de cobre y que a su vez presta servicios a terceros en su planta de beneficio. Inicia, sus actividades el 23 de agosto de 1999 prestando servicios de minerales auríferos, tratado en pachucas o tanque de agitación con carbón activado, pero el año 2003 debido a las exigencias ambientales con el uso de cianuro y mala disposición de sus relaves se cancela la operación de planta aurífera e incursiona a la flotación de sulfuro de cobre, restructurando dicha planta.

Luego de cumplir con las normas establecidas, inicia las operaciones de planta de beneficio con capacidad 300 toneladas por día, almacena temporalmente mineral de cobre en su cancha de acopio en un área 4 hectáreas; luego del cierre de campaña son programada para sus operaciones de chancado, después transportado hacia la tolva de fino en el circuito para su procesamiento. Dándole valor agregado al concentrado de cobre con variedades de leyes, contenido valiosos de metales y contaminantes que son penalizados.

Actualmente Comindus, utiliza un tanque espesador que le proporciona recuperar eficientemente el agua, obtener un relave filtrado para su apilamiento en su cancha y se han tomado muestreos y calicatas, de los antiguos relaves para estudio de pre factibilidad, y trata de acondicionarlos y darle las condiciones metalúrgicas de flotabilidad para recuperar metales valiosos. Los relaves tienen un 40% de minerales cianurados y 60% de materiales sulfurados, se elige el pretratamiento para homogenizar la mezcla y darle los parámetros óptimos en la investigación para lograr el objetivo.

CAPITULO I

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1 Descripción de la realidad problemática.

La tesis se ejecuta en las instalaciones de la Empresa Minera Comindus, dedicada a la flotación de sulfuros de cobre sus tres unidades de labores están ubicadas en la ciudad de Abancay y su vez presta servicios a terceros en su planta de beneficio.

La empresa es pionera en la región, inicia sus actividades el 23 de agosto de 1999, con una planta que brindaba servicios de minerales auríferos debidamente tratados en pachucas o tanque de agitación con carbón activado. Al promediar el año 2003 a las regulaciones minero ambientales y al exigirles controles más estrictos, debido al uso de cianuro y de una mala disposición de sus relaves se le cancela la autorización para seguir operando como planta aurífera, lo que conlleva a la Gerencia a reestructurar su plan organizacional y de operación e incursionar en la Flotación de Sulfuros de Cobre.

En agosto del 2003, luego de reestructurar la planta y cumplir con los requisitos legales se inicia las operaciones en la planta de beneficio con una capacidad 300 Toneladas por día, brindando servicios de almacenamiento temporal de minerales de Cobre (sulfuros) debidamente ubicados en su Cancha de Acopio con capacidad de 4 hectáreas; luego según programación y cierre de campaña (acopio) son programados para ser chancados (conminución) y luego transportadas con cargador y volquete hacia la tolva de finos del circuito para su procesamiento.

Comindus, obtiene luego del proceso metalúrgico un valor agregado denominado Concentrado de Cobre con una variedad de leyes y con contenidos metálicos valiosos (oro y plata) y también con contaminantes (arsénico, bismuto y antimonio) que penalizan; la

empresa no cuenta con certificación internacional para la comercialización de estos sulfuros de cobre y por no tener la capacidad adquisitiva y debe contactarse a otras plantas que si cuentan con dichos requisitos para la venta.

Comindus, a mediados 2018 dejo de disponer sus relaves en la Relavera Chinchán, y ahora utiliza un tanque espesador que le proporciona recuperar eficientemente el agua y obtener un relave filtrado para su apilamiento en su cancha y se han tomado incrementos (muestreos y calicatas) de estos antiguos relaves para un estudio de pre factibilidad, tratar de acondicionarlos y darle las condiciones metalúrgicas de flotabilidad para recuperar metales valiosos. Estos relaves cuentan en 40% de minerales cianurados y 60% de materiales sulfurados, la importancia de elegir el mejor pretratamiento para homogenizar la mezcla y darle los parámetros óptimos para lograr el objetivo de nuestra investigación.

Recurrimos a la experiencia de Royal Chemical desde primer momento nos detalló el camino a trazar, seguido de las pruebas a realizar y al obtener los resultados nos presenten una cotización para llevarlo a escala industrial y considerando los reactivos que ofertan al mercado para comparar con lo que usamos y obtener las mejores recuperaciones.

1.1.1. Problema General.

¿Cuál será el efecto en la recuperación de oro en concentrado de cobre de antiguos depósitos de relaves de la empresa de Comindus utilizando reactivos Royal Chemical?

1.1.2. Problemas Específicos.

- a) ¿Cuál será el efecto en recuperación de oro en concentrado de cobre con la formación compósitos los antiguos depósitos de relaves de la empresa de Comindus utilizando reactivos Royal Chemical?
- b) ¿Cuál será la influencia en recuperación de oro en concentrado de cobre y el análisis granulométrico de los antiguos depósitos de relave de la empresa de Comindus utilizando reactivos Royal Chemical?

- c) ¿Cuál será la influencia en la recuperación de oro en el concentrado cobre con la caracterización mineralógica de los antiguos depósitos de relave de la empresa de Comindus utilizando reactivos Royal Chemical?

1.2 Objetivo de la investigación.

1.2.1. Objetivo General

Determinar el efecto en recuperación de oro del concentrado de cobre en antiguos depósitos de relaves de la empresa de Comindus utilizando reactivos Royal Chemical.

1.2.2. Objetivo Específicos.

- a) Determinar el efecto en recuperación de oro del concentrado de cobre con la formación en compósitos los antiguos depósitos de relaves de la empresa de Comindus utilizando reactivos Royal Chemical.
- b) Determinar la influencia en recuperación de oro del concentrado de cobre con el análisis granulométrico los antiguos depósitos de relave de la empresa de Comindus utilizando reactivos Royal Chemical.
- c) Determinar la influencia en la recuperación de oro en el concentrado cobre con la caracterización mineralógica de los antiguos depósitos de relave de la empresa de Comindus utilizando reactivos Royal Chemical.

1.3 Justificación

1.3.1. Práctico.

Con la investigación nos permitirá innovar nuevas técnicas de preparación de acondicionamiento de pulpa (relave cianurado y relave flotación) para lograr un concentrado Bulk con contenidos metálicos.

1.3.2. Teórico.

Se dará a conocer una de las principales innovaciones en temas de tratamiento de relaves, que consiste en acondicionar una pulpa de Cianuración para darles las condiciones de flotabilidad sin deprimir los contenidos de oro y plata.

Sus altos costos para realizar las pruebas nos reflejan que la inversión respecto a obtener este concentrado Bulk no solo pasa por seguir usando los reactivos convencionales de la Planta sino también que nos ofrecen sus productos con la seguridad y confianza de obtener un cuadro comparativo que nos refleje las recuperaciones usando las dos y definir el costo de puesta de marcha de la investigación.

1.3.3. Metodológico:

En la investigación se da mayor importancia a los antecedentes del problema, también se basa en información recopilada de nuestros equipos y de los manuales que usamos y de los parámetros de operacionales con los que contamos (existe referencia de los éxitos logrados de volver a procesar relaves y de las metodologías usadas).

1.3.4. Político:

La presente tesis muestra como una Empresa en el rubro minero metalúrgico en su afán y fin primordial de obtener ingresos impulsa la investigación a través de un plan de recuperación de contenidos metálicos y que se espera una rentabilidad para poder ser invertidos en infraestructura y mejoramiento de los servicios en la planta.

1.3.5. Económico:

La investigación se apoya en los proyectos para ejecutar el calendario de actividades a realizarse para las pruebas metalúrgicas, desde el muestreo y la preparación mecánica de las muestras hasta su análisis y resultados de éstas mismas.

1.4 Delimitación.

1.4.1. Delimitación territorial.

- Departamento: Ica
- Provincia: Nazca
- Distrito: Palpa

1.4.2. Delimitación tiempo y espacio.

La investigación se realizó en la Empresa Minera Comindus, se toma como referencia el año 2019 y 2020.

1.4.3. Delimitación de recursos.

Al llevar a cabo dicha investigación dotar de mayores recursos económicos y calidad del producto de manera detallada a accesos a tecnología o nivel piloto.

1.5 Viabilidad del estudio.

El trabajo de investigación es viable, por el conocimiento teórico, técnicos y financiada por el autor. Asegurando el acceso a lugares de fuente información requerida, porque la empresa cuenta con los requerimientos necesarios, fichas técnicas, manuales, materiales y equipos, permitiendo realizar la investigación en la producción y calidad en el producto.

CAPITULO II

MARCO TEÓRICO

2.1 Antecedentes de la Investigación.

2.1.1. Investigaciones Nacionales.

Morales, E. (2016), concluye mediante sus análisis que con la adición de peróxido de hidrógeno y acetato de plomo, se alcanza un 93.97% de Ag y y 83,04% de Au, en un periodo de 44 hr de tratamiento de relaves sulfurosos, estableciendo parámetros en el manejo de reactivos de NaCN, NaOH, H₂O₂ y acetato de plomo. Se establecio todo el ciclo de lixiviación con H₂O₂ y acetato de plomo a 54 horas; el cual representó un incremento porcentual de 20.53 en Ag y 15% en Au, una disminución de consumo de CN, comparado a un procedimiento tradicional, así como alza en la rentabilidad de la empresa de \$ 97,817.78.

Huaman, R. (2017), concluye en base a su diseño de la planta de 100 TMD, que la aplicación de un adecuada tecnología para procesamiento de mineral de acopio y de relaveras, es de importancia pues incide en los resultados óptimos de las operaciones de tratamiento y lixiviación, el adecuado diseño de la planta permitirá un incremento en la calidad de la producción del circuito de lixiviación compuesto por 6 tanques de agitación, con una capacidad de retención de pulpa de 24 horas a una densidad de 30%.

Tapara, R. (2018), concluye que la recuperación de oro de los relaves es efectivo, alcanzado una extracción del 92.23%, mediante la aplicación del 0.25 % de CN, pero que a la vez es sensitivo a la mineralogía del mineral, se trabajó con una densidad de 1380 g/cm³ para óxidos, sulfuros y relaves.

2.1.2. Investigaciones Internacionales.

Murray, A. (2015), se ha dilucidado el impacto de diversas impurezas y la investigación ha dado como resultado el descubrimiento y la verificación de la causa del bajo rendimiento de algunos procesos industriales de sulfuración. La relación CN: Cu y el pH que dan la máxima recuperación de cobre, máxima recuperación de cianuro y mínima adición de ácido / concentración inicial de cobre. El análisis de sensibilidad del modelo económico mostró que, cuando la relación S: Cu o la relación CN: Cu no se mantienen en sus valores óptimos, la ganancia puede caer significativamente. El pH tuvo un efecto menor en las ganancias en comparación con la relación S: Cu y la relación CN: Cu cuando se opera en condiciones subóptimas. La plata se recupera de forma selectiva de todos los demás metales analizados como sulfuro de plata a un pH de 10, y los demás metales en el rango de pH 10 a 2. La precipitación ligera de oro (<30%) como sulfuro de oro ocurre a pH bajo (<3,5) y cuando hay exceso de sulfuro. Por lo tanto, la recuperación selectiva de cobre sin recuperar oro es viable siempre que el pH se controle por encima de 3,5 y la adición de sulfuro sea estequiométrica al cobre. Esto es beneficioso cuando se utiliza la sulfuración para recuperar el cobre antes de recuperar el oro de la solución. En los experimentos de metales mixtos, el oro precipitó entre pH cinco y tres, dependiendo de la cantidad de sulfuro disponible, con una recuperación de oro entre 52,5% y 95,3% a pH 3 para diferentes dosis de sulfuro.

Fantone, I. (2015), concluye que una la flotación primaria se dicada a la concentración de Cu y produce un relave rico en pirita que pasara por la flotación secundaria para obtener un concentrado de pirita. Por lo tanto, todos los materiales de relaves resultantes son pobres en sulfuros (IS). Por otro lado, el botadero R2 alberga relaves provenientes de una sola corriente de flotación, lo que llevó a obtener un concentrado de Cu, unos

relaves pobres en sulfuros (IS) por hidroclasificación y relaves ricos en sulfuros (hS) por flotación. Como consecuencia, más del 80% del material apilado en los vertederos R1 y R2 tiene un contenido de sulfuros <3% (IS). El relave de HS (S> 10%) solo se localiza en ciertas áreas del botadero R2 y representa aproximadamente el 82% de la producción total de H₂SO₄ evaluada. Se hace hincapié en que una gestión separada de los relaves HS habría evitado la mayoría de los efectos del drenaje ácido. Cuando la corriente de doble flotación estuvo activa, de hecho, el descarte se redujo en un 54% y además estuvo íntegramente constituido por relaves de IS (T1 y T3). En otras palabras, una doble corriente de flotación condujo a una huella ambiental mucho menor de los materiales descartados y ganó algo de valor vendiendo la fracción más contaminante. Con base en dicha información, la concepción del diagrama de flujo de procesamiento correcto puede constituir una solución rentable al impacto ambiental del vertedero. La recuperación de metales de relaves se ha convertido en una solución económica común, debido a la evolución de la recuperación tecnológica. La concentración de metales, por otro lado, comúnmente requiere el uso de reactivos (es decir, para flotación de Cu o para lixiviación de Au) y, además, deja residuos pirríticos.

Francois, C. (2016), concluye que hay varios indicadores microtexturales en la literatura que se ha demostrado que influyen en la separación por flotación. En el proceso, se identificaron como importantes tres tipos de disposición de grano que debían abordarse mediante el indicador de textura perimetral (múltiples granos expuesto y próximos entre sí; textura perimetral más compleja en granos expuestos separados; y múltiples granos expuestos que comprenden un grano pequeño a una mayor distancia). Se aplicó la técnica de remuestreo bootstrap a la alimentación de flotación más áspera del mineral IOCG, al concentrado más áspero y a las muestras de cola más áspera, lo cual demostró que medir más secciones de partículas por clase de

tamaño puede aumentar la confianza en los valores medios de las proporciones de masa de los minerales de cobre dentro de las clases de textura-composición del perímetro, ya se necesitaría medir significativamente más bloques pulidos para reducir todos los coeficientes de variación por debajo del 20%. Se demostró que para los minerales investigados, la textura del perímetro afectó la respuesta de flotación de las partículas compuestas de baja ley (0-20% y 20-40% de composición del perímetro). Se determinaron recuperaciones más altas estadísticamente significativas para las clases de textura perimetral más complejas para las clases de tamaño $-150 + 75 \mu\text{m}$ y $-75 + 38 \mu\text{m}$ en el caso del mineral IOCG. Esto se observó para la clase de composición de perímetro de 0-20% mientras que no se observó ningún efecto para las clases de composición de perímetro de 20-40% para este mineral. El resultado demostró por primera vez que las texturas perimetrales complejas mejoraron el rendimiento metalúrgico general al mejorar la constante de tasa de flotación más áspera general.

Nadeif, A.; *et al* (2019), concluyen de acuerdo a su estudio de los relaves de la mina Tiouit (Maruecos), compuesto de sulfuros, hematita y cuarzo (0.06-1.50% en peso de azufre), principalmente en forma de pirita, pirrotita y calcopirita. Los relaves también contienen oro (3.36–5.00 ppm), plata (24–37 ppm) y cobre (0.06–0.08% en peso). Se realizaron pruebas de flotación para reprocesar los relaves para la recuperación de Au, Ag y Cu, y al mismo tiempo para prevenir la generación de drenaje ácido de mina (AMD) a través de la oxidación de minerales sulfurados. La recuperación de sulfuros estuvo entre 69% y 75%, mientras que el rendimiento en peso de recuperación de Au estuvo entre 2.8% y 4.7%. La prueba que mostró la mejor tasa de recuperación de azufre y rendimiento en peso se llevó a cabo con 100 g / t de CuSO_4 (activador de sulfuro) y 50 g / t de xantato de amilo (colector). El comportamiento geoquímico de la muestra inicial de relaves se comparó con el de los relaves desulfurados utilizando pruebas de

células de intemperismo cinético. Los lixiviados de los relaves desulfurados mostraron valores de pH más altos que los de los relaves iniciales, que claramente generaban ácido. La acidez residual producida por los relaves desulfurados probablemente fue causada por la hidrólisis de oxihidróxidos de Fe.

2.2 MARCO TEÓRICO.

La aleación natural oro - plata recibe el nombre de Oro Argentífero o Electrum. En combinación química con el telurio, está presente junto con la plata en minerales como la calaverita, la silvinita, y unidos con el plomo, el antimonio y el azufre en la Naguiagita. Con el mercurio aparece como amalgama de oro. También se encuentra en pequeñas cantidades en piritas de hierro, a veces existen cantidades apreciables de oro en la galena, un sulfuro de plomo que suele contener plata. En el agua de mar se encuentra en una proporción en masa 250 partes por cada 100 millones de parte de agua. Aunque la cantidad total de oro en el agua marina rebasa los 9,000 millones de toneladas, el costo de su extracción superaría su valor real. (Rodríguez, 2006)

2.3.1. Fundamento de la Cianuración para la Recuperación de Oro.

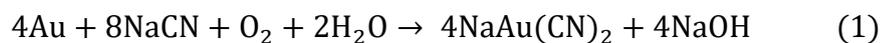
Durante el siglo pasado, el oro se ha recuperado de sus minerales mediante procesos de cianuración. De estos, la cianuración seguida de la adsorción de carbono ha sido la técnica dominante para la recuperación de oro desde la década de 1980. Las etapas del proceso para muchas operaciones de procesamiento de oro son la trituración, la lixiviación de cianuro, la concentración y la recuperación.

La trituración se refiere a la trituración y molienda del mineral, por lo que es un tamaño adecuado para lixiviación. El objetivo principal es reducir el mineral a tamaños de partículas donde el oro se libera o se expone en las superficies de la partícula. Esto

permite una fácil interacción entre el oro y el agente de lixiviación. Por lo general, se logra un equilibrio entre la cantidad de oro liberado y el costo de trituración y trituración, ya que los tamaños de partículas más finos son significativamente más costosos de producir (Murray, 2015).

Como se mencionó anteriormente, el tostado se puede usar para exponer oro para lixiviación de oro fino encerrado en sulfuros. El tostado crea fisuras en las partículas de sulfuro que permiten que el oro, que puede haber estado encerrado dentro de la partícula, quede expuesto al cianuro. Otras tecnologías como la oxidación por presión y la oxidación biológica también se utilizan para el mismo efecto. Generalmente, estos métodos se utilizan porque son aplicables al oro en solución sólida y eran más baratos que el uso de molienda ultrafina para exponer oro fino (Allan & Woodcock, 2001).

Durante la lixiviación, el mineral triturado se mezcla con una solución de cianuro diluida. Aquí, el oro y el cianuro expuestos reaccionan para formar el complejo de aurocianuro según la ecuación de Elsner (Ecuación 1). La lixiviación suele tener lugar durante 24 horas o más en condiciones atmosféricas. El pH se mantiene por encima de 10, durante la lixiviación para mantener el cianuro en forma iónica y evitar la pérdida de cianuro como gas cianuro de hidrógeno tóxico (Conza, 2019).



Una vez que el oro se ha lixiviado, el complejo de aurocianuro resultante generalmente se separa del residuo de mineral mediante adsorción de carbono. Esto puede ocurrir después de la lixiviación con un proceso conocido como carbono en pulpa (CIP), durante la lixiviación con un proceso conocido como carbono en lixiviación (CIL), o después de la separación sólido-líquido en la que el lixiviado entra en contacto con el carbono en columna (CIC).

Si bien el CIP se utilizó inicialmente para recuperar aurocianuro, CIL se ha vuelto popular ya que minimiza la pérdida de oro mediante la adsorción de aurocianuro en ciertos materiales que se encuentran en el mineral, incluidos los minerales carbonosos y sulfurosos.

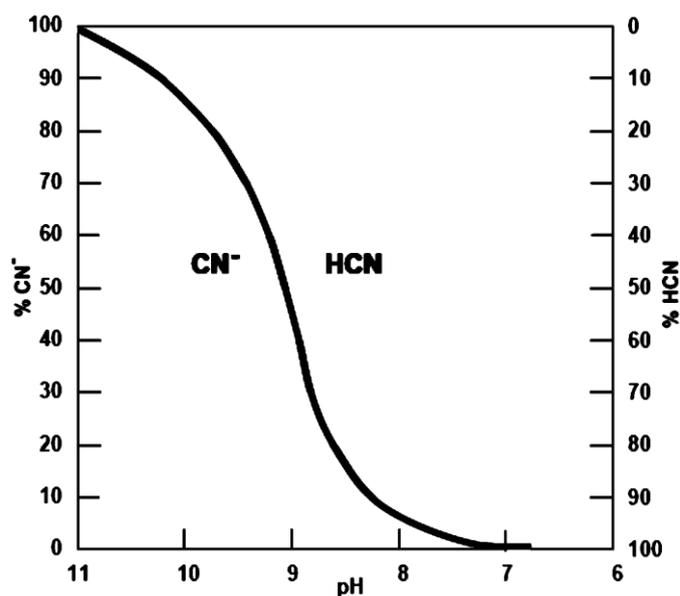


Figura N° 1. Valores de dureza versus cambios en la frecuencia medida.

2.3.2. El Impacto del Cobre en la Cianuración del Oro.

El cobre es un problema en el procesamiento del oro por varias razones, todas relacionadas con el hecho de que muchos minerales de cobre son solubles en cianuro. El cobre (I) reacciona con el cianuro para producir una variedad de especies de complejos de cianuro de cobre de la forma general $\text{Cu}(\text{CN})_{x-x+1}$, donde x está entre uno y cuatro (Lu, Dreisinger y Cooper 2002). El cobre (II) puede oxidar el cianuro produciendo cobre (I), que además reacciona con el cianuro, y el cianógeno, que a su vez se descompone en cianato. Esto finalmente da como resultado un mayor consumo de cianuro (Celep, Yazici, Kuzu, & Deveci, 2019). La solubilidad de varios minerales de cobre en cianuro como porcentaje de mineral disuelto se muestra en la Tabla 1.

*Tabla 1:
Solubilidad de varios minerales de cobre en soluciones de cianuro
expresada como porcentaje de mineral disuelto (Sceresini 2005)*

Mineral	Formula	Source A	Source B	Source C
Azurite	$2\text{Cu}(\text{CO})_3 \cdot \text{Cu}(\text{OH})_2$	94.5%	100%	91.8%
Malachite	$2\text{CuCO}_3(\text{OH})_2$	90.2%	100%	99.7%
Chalcocite	Cu_2S	90.2%	100%	92.6%
Covellite	CuS	-	-	95.6%
Native copper	Cu	90%	100%	96.6%
Cuprite	Cu_2O	85.5%	100%	96.6%
Bornite	$\text{FeS} \cdot 2\text{Cu}_2\text{S} \cdot \text{CuS}$	70%	100%	-
Enargite	Cu_3AsS_4	65.8%	75.1%	-
Tetrahedrite	$(\text{Cu}, \text{Fe}, \text{Ag}, \text{Zn})_{12}\text{Sb}_4\text{S}_{13}$	21.9%	43.7%	-
Chrysocolla	$\text{CuSiO}_3 \cdot n\text{H}_2\text{O}$	11.8%	15.7%	-
Chalcopyrite	CuFeS_2	5.6%	8.2%	-

Esto da como resultado una menor recuperación de oro y la aparición de cobre en el producto de oro, lo que a su vez reduce la pureza del producto. (Chryssoulis, Venter, & Dimov, 2003)

La práctica de mantener altas las proporciones de cianuro a cobre reduce el impacto del cobre en el producto de oro final, pero causa otras dificultades en el procesamiento.

Si el cianuro de cobre entra en contacto con la vida silvestre, por ingestión o absorción, puede liberar cianuro causando la muerte. Esto se debe a que el cianuro se une a las enzimas y proteínas que transportan oxígeno en ellas.

La estabilidad del cianuro de cobre puede hacer que la muerte de la vida silvestre sea más probable en las instalaciones de almacenamiento de relaves alimentadas con desechos de cianuro de cobre en comparación con aquellas alimentadas con desechos de cianuro libre (Conza, 2019). Un ejemplo de este problema son las muertes masivas de aves en la mina de oro Northparkes en Nueva Gales del Sur durante 1995. Este incidente ocurrió cuando

los niveles de cianuro de cobre se acumularon inesperadamente en la instalación de almacenamiento de relaves, lo que resultó en la muerte de 2700 aves durante un período de cuatro meses.

2.3.3. Mitigar el Efecto del Cobre en el Procesamiento del Oro.

El procesamiento de minerales que contienen oro y cobre varía según los niveles de cobre y oro en el mineral. Cuando hay suficiente cobre en el mineral y la mineralogía lo permite, entonces puede ser factible utilizar la flotación para separar el cobre del oro. Si los dos no son separables, también es posible recuperar el oro como subproducto de los procesos de fundición del cobre (Chryssoulis, Venter, & Dimov, 2003).

Cuando se utilizan estas técnicas, los problemas ambientales causados por el cianuro de cobre ya no están presentes. Es cuando el cobre y el oro no se pueden separar entre sí y los valores del cobre no justifican la fundición que se debe realizar la cianuración del mineral de oro y cobre. Los problemas económicos y ambientales causados por la lixiviación con cianuro de minerales de oro que contienen cobre tienen el potencial de hacer que los minerales de oro que contienen cobre no sean factibles de procesar. Sin embargo, el agotamiento de los recursos de oro simples de procesar ha resultado en el desarrollo de numerosas tecnologías para mitigar los efectos adversos del cobre. Éstas incluyen técnicas como la supresión de la solubilidad del cobre en el cianuro, la recuperación selectiva del cobre del oro, la destrucción del cianuro de los desechos y el reciclaje del cianuro de los desechos (Murray, 2015).

2.3.3.1. Lixiviación selectiva de oro.

La lixiviación selectiva de oro utilizando el sistema amoníaco-cianuro fue una de las primeras técnicas desarrolladas para mitigar el impacto del cobre en la

cianuración del oro. Muir (2011) ofrece una revisión del proceso, que ha sido estudiado durante gran parte del siglo pasado. Durante la lixiviación de amoníaco-cianuro, el oro se oxida por una especie de complejo de amoníaco de cobre y se forma cianuro de oro mientras que el cobre se precipita como CuCN o $\text{Cu}(\text{OH})_2$. Luego, el oro se puede recuperar de la solución usando carbón activado o resinas de intercambio iónico de base fuerte. Si bien el proceso es factible, ha tenido un éxito comercial limitado debido a la compleja química y la dificultad para controlar el proceso (Allan & Woodcock, 2001).

2.3.3.2.Lixiviación selectiva de cobre.

El proceso de Sceresini es otra forma de separar selectivamente el cobre y el oro recuperando el cobre lixiviado por el cianuro antes de la recuperación del oro. El proceso se basa en mantener bajos niveles de cianuro libre en solución, mediante el control de la adición de cianuro y el pH, para generar complejos de cianuro de cobre que tienen bajas proporciones molares de cianuro a cobre. Estos complejos de cianuro de cobre se eliminan de la solución mediante absorción de carbono. Los bajos niveles de cianuro libre durante la etapa de lixiviación y absorción de cobre dan como resultado que solo se lixivie una pequeña cantidad de oro del mineral. Esto a su vez permite que el oro sea lixiviado y recuperado en un segundo paso de cianuración (Patente n° US5427606A, 1992).

El cobre absorbido en el carbono puede recuperarse mediante elución con una solución de cianuro fría y luego recuperarse del cianuro mediante procesos de reciclaje de cianuro como la acidificación y la sulfuración (Murray, 2015).

2.3.3.3. Digestión de cianuro de cobre

El cobre y el cianuro en los precipitados de cianuro de cobre generados durante los procesos de acidificación pueden separarse mediante técnicas de digestión. Sceresini y Richardson (1991) proponen un método de digestión como parte del Proceso de Sceresini. La técnica libera cianuro de hidrógeno y oxida el cobre para dar iones de cobre (II) de acuerdo con la Ecuación 2.8. El precipitado de cianuro de cobre se filtra y se lava a fondo para lograr un nivel de cloruro muy bajo antes de la digestión con ácido sulfúrico y oxígeno a aproximadamente 75 °C durante aproximadamente ocho horas. La solución de sulfato de cobre producida se puede utilizar para la venta directa o para producir cátodos de cobre mediante electrodeposición. El gas de cianuro de hidrógeno liberado durante la digestión es depurado con cal y reciclado (Patente n° US5427606A, 1992).

2.3.4. Factores que Afectan la Química del Sulfuro de Cianuro de Cobre.

Aunque los procesos de sulfuración se utilizan industrialmente, hay poca información disponible en la literatura sobre las condiciones óptimas para operar tales procesos. Generalmente, el pH y la proporción de sulfuro a cobre han sido el centro de atención en los experimentos de sulfuración y pilotaje. Esto se debe presumiblemente a que estas variables de proceso son ajustables en un proceso de sulfuración como SART, mientras que otras variables de proceso como la concentración de cobre y cianuro están dictadas por las condiciones durante la lixiviación del oro (Murray, 2015).

No obstante, el impacto de otras variables, como la concentración de cobre y cianuro, puede ser importante al considerar la viabilidad económica del reciclaje de cianuro mediante sulfuración.

2.3.4.1 Efecto de la proporción de cianuro a cobre.

El efecto de la relación molar de cianuro a cobre sobre la sulfuración no se detalla en la literatura. Esto se debe presumiblemente a que la composición de la solución de alimentación es el resultado de las condiciones de lixiviación del oro y, por tanto, no es una variable que se cambie con el propósito de la sulfuración. Sin embargo, la relación CN: Cu puede tener un efecto sobre la sulfuración que, a su vez, puede requerir un enfoque más holístico para ejecutar tanto un proceso de lixiviación de oro como de recuperación de cianuro. A partir de la ecuación de sulfuración primaria, es evidente que relaciones CN: Cu más alto afectarán la cantidad de ácido y base requeridos por los procesos de sulfuración. No obstante, la dosis de sulfuro no debería verse afectada (Murray, 2015).

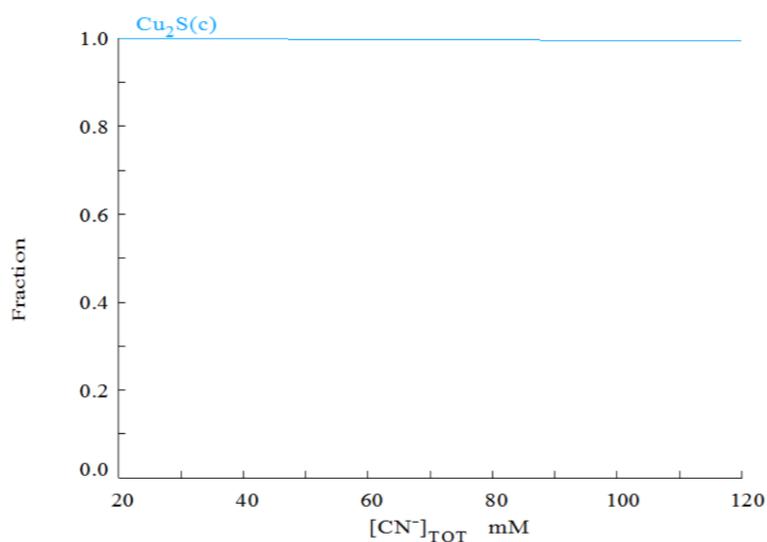


Figura N° 2: Determinación termodinámica de la especiación de Cu (I) en diferentes adiciones de CN para una solución de Cu (I) 20 mM con una relación S: Cu de 0,5, un pH de 4 y donde no se consideran las reacciones redox.

El análisis termodinámico de una solución de cobre 20 mM con una relación S: Cu de 0.5 y un pH de 4 muestra que la variación de la cantidad de cianuro en la

solución de una relación CN: Cu de 1 a 6 no tiene ningún efecto sobre la formación del producto de sulfuro de cobre. Por lo tanto, a este pH, la recuperación de cianuro y cobre es alta sin importar la cantidad de cianuro presente. Sin embargo, el análisis termodinámico de la misma solución a un pH de 6 muestra que la relación CN: Cu puede tener un impacto en la recuperación de cobre a este pH.

Los resultados del análisis termodinámico a pH 4 y 6 muestran que existe una interacción entre el pH y la relación CN: Cu. El resultado de esta interacción es que la selección del pH apropiado para la sulfuración puede verse influenciada por la relación CN: Cu en la -alimentación de sulfuración (Murray, 2015).

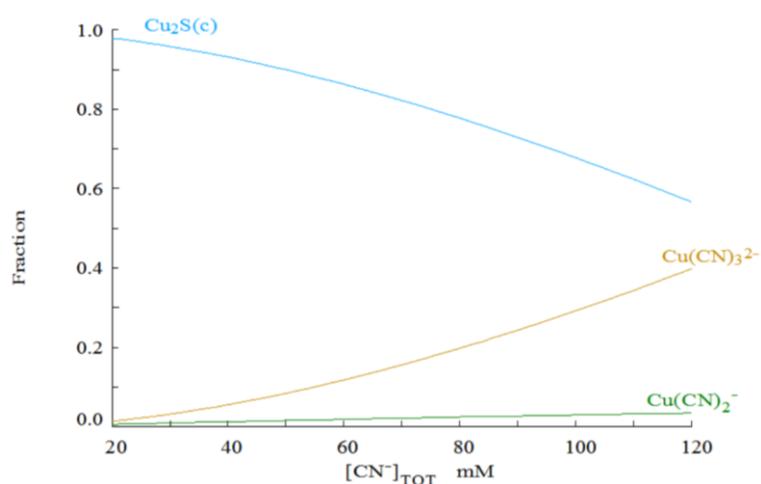


Figura N° 3: Determinación termodinámica de la especiación de Cu (I) en diferentes adiciones de CN⁻ para una solución de Cu (I) 20 mM con una relación S: Cu de 0,5, un pH de 6 y donde no se consideran las reacciones redox.

2.3.5. Partículas Compuestas en Flotación.

Antes de que un mineral pueda presentarse para la separación por flotación, es necesario liberar (liberar) los minerales económicos de los minerales de desecho para asegurar la separación selectiva y esto se logra en una serie de etapas de trituración, molienda y clasificación (Francois, 2016). Reducir el tamaño de las partículas de mineral para

liberar los minerales valiosos es un proceso que requiere mucha energía (Guerrero M., 2011) y, por lo tanto, la liberación completa de todos los minerales valiosos de los desechos es no económicamente viable en la práctica. La recuperación de partículas compuestas o bloqueadas es, por lo tanto, un contribuyente importante a la recuperación general lograda durante la flotación.

2.3.6. Factores que Afectan la Recuperación de Partículas Compuestas.

2.3.6.1 Tamaño de partícula y disipación de energía (turbulencia)

A medida que el mineral se muele más fino, aumenta la liberación (o liberación) de los minerales valiosos de los desechos y, en principio, esta liberación aumentada debería ser beneficiosa para el proceso de separación por flotación. Sin embargo, al enfocarse únicamente en lograr una alta liberación general de los minerales valiosos, se ignoran dos factores muy importantes que compiten para lograr una recuperación óptima de minerales valiosos económicos y estos son la dependencia del tamaño de la recuperación de minerales durante la flotación por espuma y el costo de energía para lograrlo.

La fuerte dependencia del tamaño de la recuperación por flotación (Teague, Van, & Swaminthan, 1999) toma típicamente la forma que se muestra en el ejemplo para la recuperación de cobre de la planta que se muestra en la Figura 2.

Según Schuhmann (1942), Gaudin fue el primero en relacionar la constante de tasa de flotación de la zona de la pulpa con los microprocesos de colisión de partículas y burbujas (PC) y fijación (PA). Más tarde también se reconoció (Dorr & Bosqui, 1950) que puede ocurrir el desprendimiento de partículas de las burbujas y que esto también afecta la constante de velocidad de flotación de la zona de la pulpa y debe tenerse en cuenta al estudiar la cinética de flotación. Esto

se introdujo como probabilidad de desprendimiento o EP. Estos tres microprocesos se aceptan hoy en día como los componentes básicos de la eficiencia o probabilidad de recolección de la zona de pulpa general, expresada como (Sutherland, 1948):

$$P_{Coll} = P_C \cdot P_A \cdot (1 - P_D)$$

Las partículas finas tienen una masa baja y posteriormente poseen una energía cinética baja cuando se acercan a una burbuja. La fina película líquida entre la partícula y la burbuja presenta una barrera de resistencia que debe ser superada por la energía cinética de las partículas (Kumar, 2003) para asegurar la adherencia. Una vez que se produce la unión, el desprendimiento es de baja probabilidad debido al hecho de que las fuerzas de cizallamiento hidrodinámicas tienen un bajo impacto en las partículas de baja masa (Klimpel, 1999). En el caso de las partículas finas, la probabilidad global de recogida depende, por tanto, de la probabilidad de adhesión, que en este caso es muy baja. Un aumento en la velocidad del impulsor introduce tasas más altas de disipación de energía en las celdas de flotación mecánica (Cruz, Peng, Wightman, & Xu, 2015) y esto mejora la eficiencia general de fijación y la tasa de flotación de partículas finas. Las partículas gruesas sufren el efecto opuesto, ya que una mayor disipación de energía afecta negativamente la flotación de partículas gruesas debido a un mayor cizallamiento hidrodinámico que aumenta su probabilidad de desprendimiento de las burbujas (Francois, 2016). Por lo tanto, se requiere un régimen de energía más bajo para mejorar la recuperación por flotación de partículas gruesas y esto se ha demostrado en la práctica (Klimpel, 1999). Este compromiso entre una mayor entrada de energía necesaria para la flotación de partículas finas y la suspensión de partículas gruesas a costa de la

recuperación de partículas gruesas es una de las limitaciones metalúrgicas bien conocidas de las celdas de flotación mecánica.

El segundo factor, la energía de molienda, es un componente de costo significativo para cualquier concentrador (Monhemius, Hedjazi, & Saeedi, 2019) y un tamaño de producto más fino equivaldrá a un aumento sustancial en el rendimiento operativo. Los costos, que junto con una mala flotación de partículas finas, en la mayoría de los casos, superarán el beneficio de una mejor liberación. El comportamiento del tamaño de las partículas también es específico del mineral (Teague, Van, & Swaminthan, 1999)). Bajo las mismas condiciones de flotación, las relaciones de velocidad constante-tamaño fueron diferentes para los cinco minerales de sulfuro estudiados. Más recientemente, lo mismo fue informado por Welsby (2009) con diferentes relaciones de velocidad de tamaño constante para galena y esfalerita. En el caso de Welsby (2009), el colector utilizado estaba dirigido a galena y, como tal, las diferencias en la carga del colector contribuirán a estas diferencias observadas (Kumar, 2003).

2.3.6.2 Tasa de aireación y tamaño de la burbuja.

El impacto de la aireación y el tamaño de las burbujas en la recuperación de partículas minerales en la zona de la pulpa está bien establecido y su impacto se puede predecir con un grado de certeza suficientemente alto (Cruz, Peng, Wightman, & Xu, 2015) Un aumento en la aireación generalmente mejora la respuesta de flotación de los minerales y esto es causado por el mayor número de burbujas presentes en la celda de flotación. Además, las tasas de aireación más altas aumentan el tamaño de las burbujas (Klimpel, 1999), lo que es más beneficioso para las partículas gruesas.

2.3.6.3 Composición de partículas y liberación de minerales.

Cuando un mineral se reduce de tamaño por trituración, el producto se caracteriza por una población de partículas que varían tanto en tamaño como en composición mineral. Esto se conoce ampliamente como el espectro de liberación de un mineral y está influenciado por la distribución del tamaño de la población de partículas, la ley de los diferentes minerales dentro del mineral y sus distribuciones de tamaño de grano (Klimpel, 1999). Las diferencias en la respuesta de flotación de las partículas debido a diferencias en la composición mineral se conocen desde hace muchos años (Teague, Van, & Swaminthan, 1999)).

Cuando se agregan colectores, las diferencias en las densidades de adsorción del colector en los minerales, así como las interacciones galvánicas entre varios minerales de sulfuro, también son factores bien conocidos que contribuyen a las diferencias observadas en el comportamiento de flotación de diferentes clases de composición de partículas y se han estudiado ampliamente (La Brooy & Walker, 1994) (Klimpel, 1999)

Para los sistemas que contienen calcopirita-esfalerita y calcopirita-esfalerita-galena (Woodcock, Henley, & Cathro, 1976), se inhibió la flotación de calcopirita, mientras que tanto la esfalerita como la galena mostraron una flotación mejorada como resultado de la activación inadvertida del cobre.

El conocimiento de solo un mineral de interés en particular, con respecto a su presencia y exposición en la superficie de una partícula, por lo tanto, no es suficiente para explicar completamente el comportamiento de flotación de las partículas compuestas a partir del análisis de mineralogía y liberación. En

cambio, se debe considerar la mineralogía completa de una partícula al interpretar su comportamiento de flotación y no se pueden ignorar las posibles interacciones galvánicas entre minerales de sulfuro de reactividad variable (Francois, 2016).

2.3 Definiciones Conceptuales.

- a) **Superficie de la partícula:** en esta tesis el término superficie de la partícula se refiere a la capa externa de una partícula que estará en contacto con la fase de agua y las burbujas de gas dentro de una celda de flotación. También es la capa de la partícula la que se ve afectada por la adición de reactivo de flotación.
- b) **Complejidad de textura:** en esta tesis, la complejidad de textura se refiere a la disposición espacial de los granos expuestos del mineral de interés en la superficie de las partículas. Las superficies de partículas que comprenden muchos granos esparcidos sobre una gran superficie se designan para ser de textura compleja, mientras que las que comprenden granos individuales expuestos se designan para ser de textura simple.
- c) **Perímetro:** el perímetro de una sección de partículas, a partir de imágenes digitales, es la capa de píxeles exterior de la imagen de partículas y puede comprender varios minerales.
- d) **Flotación por espuma:** es un método muy versátil para separar físicamente partículas en función de las diferencias en la capacidad de humectación del agua en una lechada de agua / mineral. Las partículas de mezclas hidrofílicas e hidrofóbicas lo suspendemos en agua, y el aire a través de la suspensión se burbujea, entonces las partículas hidrofóbicas se adherirán a las burbujas de aire y en la superficie flotarán.

- e) **Colectores:** son reactivos que se utilizan para adsorberse selectivamente sobre las superficies de las partículas. Forman una monocapa en la superficie de la partícula que esencialmente forma una película delgada de hidrocarburos hidrófobos no polares. Los colectores aumentan en gran medida el ángulo de contacto para que las burbujas se adhieran a la superficie.
- f) **Espumantes:** son compuestos que actúan para estabilizar las burbujas de aire, de modo que permanezcan en la suspensión dispersas y la capa de espuma será estable eliminándose antes que las burbujas estallen. Los espumantes que más se usan son los alcoholes, en particular MIBC (metil isobutil carbinol o 4-metil-2-pentanol, un alcohol alifático de cadena ramificada) o cualquiera de varios polímeros solubles en agua a base de óxido de propileno (PO) como polipropilenglicoles.
- g) **Lixiviación:** en el procesamiento hidrometalúrgico es una operación de extracción primaria, donde se transfiere el metal a trabajar de los minerales natural a la solución acuosa. Entonces, será una disolución selectiva de mena valiosos, el mineral, los concentrados o mata entra en contacto con solución química activa conocida solución de lixiviación.

2.3 Formulación de la hipótesis.

2.3.1 Hipótesis General.

El efecto recuperación en oro del concentrado de cobre en los antiguos depósitos de relaves de la empresa de Comindus es significativo utilizando reactivos Royal Chemical

2.3.2 Hipótesis Específicas.

- a) El efecto en la recuperación de oro en concentrado de cobre es significativo con la formación de compósitos de los antiguos depósitos de relaves de la empresa de Comindus utilizando reactivos Royal Chemical.
- b) La influencia en recuperación del oro en los concentrados de cobre es significativa con el análisis granulométrico de los antiguos depósitos de relave de la empresa de Comindus utilizando reactivos Royal Chemical.
- c) La influencia en la recuperación de oro en el concentrado cobre es significativa con la caracterización mineralógica de los antiguos depósitos de relave de la empresa de Comindus utilizando reactivos Royal Chemical.

2.4 Operacionalización de variables.

En el aspecto investigativo, se tomó las dimensiones concernientes a las variables de envergadura, según la información proporcionada por la empresa Comindus utilizando reactivos Royal Chemical.

*Tabla 2:
Operacionalización de las Variables*

Variables	Dimensión	
Indicadores Independientes		
✓ Recuperación de oro en concentrado de cobre	<ul style="list-style-type: none"> • Concentración de cobre 	<ul style="list-style-type: none"> ▪ Alimentación ▪ Tiempo flotación
	<ul style="list-style-type: none"> • Pruebas de lavado y cianuración 	<ul style="list-style-type: none"> ▪ Pruebas Molienda ▪ Pruebas Lixiviación
	<ul style="list-style-type: none"> • Dosificación de reactivos 	<ul style="list-style-type: none"> ▪ Tiempo de acondicionamiento ▪ Consumo de reactivos

Indicadores Dependientes

✓ Antiguos depósitos de relaves	<ul style="list-style-type: none"> • Formación de Compósitos 	<ul style="list-style-type: none"> ▪ Propiedades fisicoquímicas. ▪ Concentración por flotación
	<ul style="list-style-type: none"> • Análisis granulométrico 	<ul style="list-style-type: none"> ▪ Porcentaje de acumulado retenido (%Ac(+)) ▪ Porcentaje pasante acumulado (%Ac(-))
	<ul style="list-style-type: none"> • Caracterización mineralógica 	<ul style="list-style-type: none"> ▪ Propiedades fisicoquímicas ▪ Grado de liberación

CAPITULO III

METODOLOGÍA

3.1 Diseño Metodológico.

3.1.1. Tipo de investigación.

De acuerdo al desarrollo de la investigación, puesto que se ha considerado la manipulación de variables estaría dentro de la tipología aplicada, ya que se ha ejecutado las correctivas en base a las pruebas experimentales de laboratorio, dentro de circuito del proceso de recuperación de oro de los relaves de la empresa Comindus (Hernández, Fernández, & Baptista, 2010).

3.1.2. Nivel de Investigación.

Mediante la investigación se da solución a los problemas de baja ley y recuperación de tonelaje en onzas de Au y Ag, ubicando el constructo en el nivel experimental, por su finalidad de estudio e implicancia, el cual fue extraer material valioso de los relaves de la empresa Comindus, el cual se realizó satisfactoriamente (Carrasco, 2006).

3.1.3. Diseño de la Investigación.

Por los datos obtenidos y su análisis e interpretación, la investigación es de carácter cuantitativa, puesto que se trabajó en base a los resultados cuantificables o contables de los indicadores de las dimensiones proporcionadas por las dos variables de estudio. La recopilación y el análisis estadístico enfatizan esta deducción respecto al diseño (Fernandez, 2014).

3.1.4. Procedimientos en Contrastación de Hipótesis o Cumplimiento de Objetivos Técnicos.

De acuerdo a los procedimientos efectuados en las pruebas metalúrgicas: mineralogía análisis granulométrico, moliendabilidad, lixiviación y flotación, considerado como indicadores cuantificables, nos da resultados fiables y confiables para deducir la significancia de la hipótesis general y específica, acorde a los lineamientos investigativos dilucidaran mediante la contrastación con otras literaturas la prevalencia del objetivo en cuestión.

3.2 Población y muestra.

3.2.1. Población

Son depósitos los relaves del antigua Relavera de Comindus de mencionada empresa minera.

3.2.2. Muestra.

La población es el mineral de oro en los concentrados de cobre en los depósitos de los relaves de la antigua Relavera de Comindus de dicha empresa minera.

Tamaño de la muestra: para la investigación, fue de 954.5 gr., para cada compósito del estudio.

3.3 Técnicas e Instrumentos en la Recolección de Datos.

3.3.1. Empleamos las Técnicas

Para el experimento se menciona las siguientes técnicas:

a) *Observación de la sistemática Directa.*

Basado en las pruebas de caracterización mineralógica, granulométrica, moliendabilidad, lixiviación y flotación, se obtendrá información cuantificable, para ser ingresados en el sistema estadístico y posteriormente ser interpretados científicamente.

b) *Observación sistemática Indirecta.*

En este aspecto la información bibliográfica documental y digital tomada de las literaturas de diferentes autores, para ser posteriormente contrastada con los resultados de esta investigación, en lo que se refiere a la hipótesis planteada.

c) *Observación experimental.*

Información proporcionada por los procesos experimentales de los cinco compósitos de la muestra proveniente del relave de la empresa Comindus, serán analizadas en base a los métodos de la inducción y deducción científica.

3.3.2. Descripción de Instrumentos

El material instrumental, está considerado dentro de los requerimientos para cada proceso experimental, tanto como equipos, material de vidrio y simuladores de procesos, para las cinco pruebas metalúrgicas para los cinco compósitos de la relavera de la empresa Comindus.

3.4 Procedimiento y análisis de datos.

Dentro del procedimiento de análisis e interpretación de los resultados de los datos provistos de las pruebas metalúrgicas, se efectuó mediante la aplicación de un sistema digital estadístico, para ingesta de la información, simular posibles modelos en base a la manipulación de las variables de acuerdo a sus indicadores medibles para cada variable de estudio, como son el sistema Excel, SSPS entre otros.

CAPITULO IV

RESULTADOS

4.1 Análisis de Resultados.

4.1.1. Resumen por año de la alimentación en el proceso de recuperación de Au y Ag.

Mediante el siguiente cuadro se hace un análisis descriptivo de los valores de alimentación en base a la granulometría, recuperaciones de Au y Ag, de los años 2010 al 2019

*Tabla 3:
Resumen características mineral alimentado desde 2010 a 2019,*

Año	2010	2011	2012	2013	2014	2015	2016	2017	2018	2019
TPM	61.621	59.618	57.406	58.648	69.759	73.352	77.925	83.210	93.714	105.966
TPD	2.020	2.093	2.055	1.928	2.289	2.411	2.564	2.733	3.069	3.481
TPH	92,8	95,0	95,4	85,1	99,7	106,5	113,5	121,9	142,5	155,7
Ley Au	13,2	14,9	15,3	14,7	12,0	8,0	8,1	7,7	6,8	5,8
Ley Ag	194,4	235,2	248,2	205,4	192,9	210,5	235,5	272,2	307,3	275,8
P(80)	105,3	93,0	93,1	106,1	112,8	119,4	121,0	138,8	175,0	180,8
Rec Au	93,6	94,5	95,3	96,6	96,5	96,4	95,5	94,2	92,0	91,2
Rec Ag	89,0	88,9	90,8	92,4	92,2	92,7	92,7	91,7	89,2	86,9
Oz Au	288.721	318.012	328.061	320.998	314.080	303.508	230.145	234.598	224.990	215.846
Oz Ag	4.018.397	4.751.758	5.077.188	4.283.436	4.812.152	5.537.589	6.428.905	8.186.718	9.864.275	9.820.474
Oz Equivalentes	361.782	404.407	420.373	398.878	401.573	404.192	347.034	383.448	404.341	394.400

Se deduce la baja en la ley de Au y el incremento en la ley Ag, conduciendo a un descenso de las recuperaciones, así mismo se ha compensado en un alza del tonelaje alimentado, asegurando la permanencia en ascenso de la producción de las onzas de los metales preciosos.

4.1.2. Mineral nuevo de relave, prueba de lavado y cianuración.

En el año 2019 el laboratorio metalúrgico, se realizaron las pruebas de Cianuración a las muestras de relave en diferentes granulometrías y tiempos. Mediante estos análisis se determina la máxima optimización en la extracción de Au y Ag, para tomar

posteriormente las correcciones en planta. Para las muestras se consideró el siguiente mecanismo de trabajo:

1. Para todas toda la muestra de mineral tres lavados con agua.
2. Cianuración energética a granulometría Real Operación, P80 = 150 μm y 120 μm
3. Tiempo de cianuración 6 horas a granulometría de operación real, P80 = 150 μm y 120 μm
4. Tiempo de cianuración 14 horas a granulometría de Operación real, P80 = 150 μm y 120 μm
5. Tiempo de cianuración 20 horas a granulometría de Operación real, P80 = 150 μm y 120 μm

4.1.2.1 Pruebas de los resultados de cianuración a diferentes granulometrías y tiempos

Los resultados expuestos se basan en las pruebas de cianuración efectuadas en diferentes granulometrías y tiempos, tanto como en el inicio de las operaciones y pos-lavado de mineral, tomadas durante el año 2019.

Tabla 4:

Porcentaje de recuperación año 2019 de oro pruebas de cianuración.

Tipo de cianuración	% Rec. Real Planta	Δ Rec. Lavado	Δ Rec. CN Normal	Δ Rec. CN P80=150 μ	Δ Rec. CN P80=120 μ	Rec. Total
Energética	88,57%	3,97%	0,18%	0,96%	0,67%	94,35%
CN Solución Estéril 6 Horas	88,57%	3,97%	0,11%	1,34%	0,74%	94,73%
CN Solución Estéril 14 Horas	88,57%	3,97%	0,78%	1,62%	0,91%	95,85%
CN Solución Estéril 20 Horas	88,57%	3,97%	0,60%	1,33%	1,20%	96,67%

Tabla 5:

Porcentaje de recuperaciones año 2019 plata, pruebas Cianuración

Tipo de cianuración	% Rec. Real Planta	Δ Rec. Lavado	Δ Rec. CN Normal	Δ Rec. CN P80=150 μ	Δ Rec. CN P80=120 μ	Rec. Total
Energética	88,57%	3,89%	0,94%	0,75%	0,61%	94,76%
CN Solución Estéril 6 Horas	88,57%	3,89%	0,86%	0,69%	0,63%	94,64%
CN Solución Estéril 14 Horas	88,57%	3,89%	1,52%	0,54%	0,80%	95,32%
CN Solución Estéril 20 Horas	88,57%	3,89%	1,17%	1,21%	0,62%	95,46%

4.1.2.2 Prueba de los resultados de Lavado y Cianuración Año 2020

Mediantes estas pruebas de lavado y cianuración se obtuvo las probabilidades de máximos incrementos de las recuperaciones en los procesos entre los meses de enero a julio del 2020 de las muestras del relave en estudio.

Tabla 6:

Porcentaje de recuperación año 2020 pruebas de lavado y Cianuración

Fecha (Año 2020)	% Recuperación Real Planta		Aumento %Recuperación Au			Aumento %Recuperación Ag		
	Au	Ag	Lavado	CN Gran. Normal	CN 120 Ty	Lavado	CN Gran. Normal	CN 120 Ty
Enero	91,4	87,7	3,27	0,53	1,01	3,08	0,97	1,12
Febrero	91,1	88,1	3,47	0,42	1,07	2,69	1,14	0,96
Marzo	90,8	86,6	3,51	0,62	1,29	3,36	0,92	1,66
Abril	91,8	86,3	2,92	0,46	1,12	2,76	2,05	1,51
Mayo	91,8	86,3	2,67	0,45	1,0	2,65	1,48	1,07
Junio	89,8	83,3	3,38	0,87	1,42	3,0	3,48	1,43
Julio	88,5	83,8	3,95	0,94	1,38	3,17	2,48	1,51

4.1.3. Características mineralógicas de muestras extraídas del depósito de relaves.

Cinco compósitos se repararon, con mineral del depósito de relaves, y se enviaron a *Geomet*, para realizar distintas pruebas metalúrgicas y definen las posibles recuperaciones de oro y plata mediante la aplicación de distintos procesos. Se encargó a la empresa antes de llevar a cabo cualquier prueba que enviase a la empresa *Guarachi Ingenieros Ltda.*, muestras de los distintos Compósitos, la finalidad es determinar la caracterización mineralógica de cada muestra y presentar los resultados de las diferentes pruebas. Tenemos los resultados del análisis mineralógico a cada uno de los cinco compósitos a continuación.

4.1.3.1 Características Mineralógica del Compósito 1.

1. Se presenta las siguientes Especies:

Oro (Au^0), Electrum (Au/Ag), Argentita (Ag_2S), Calcopirita (CuFeS_2), Blenda (ZnS), Galena (PbS), Rutilo (TiO_2), Pirita (FeS_2), Hematita (Fe_2O_3), Magnetita (Fe_2O_4), Limonita ($\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot 11/2 \text{H}_2\text{O}$) y Ganga no metálica

A continuación:

- Encontramos como nativo oro y electrum, en solución sólida más plata (argentita), con trazas de calcopirita (vestigios de galena y blenda), en el hierro su ganga está formada por magnetita, pirita, hematita y limonita.

Tabla 7:
Compósito 1. Granulometría: asociación y oclusión del Au°.

Intervalos (micrones)	Mallas Ty (aprox.)	ORO ELECTRUM		TOTAL %
		Asociación	Oclusión	
		Ganga	Ganga	
0 - 5	-2400			
5 - 10	+2400 -1800	47,90	52,1	100
10 - 20	+1800 -900			
TOTAL		47,90	52,1	100
TAMAÑO (um)				
Promedio Calculado		8	8	8
Maximo Observado		8	8	8
Mínimo Observado		8	7	7

Tabla 8:
Compósito 1. Granulometría: asociación y oclusión de la Ag

Intervalos (micrones)	Mallas Ty. (aprox.)	ARGENTITA		TOTAL %
		Liberación		
		%		
0 - 5	-2400			
5 - 10	+2400 -1800			
10 - 20	+1800 -900			
20 - 30	+900 -600			
30 - 40	+600 -400	100		100
TOTAL		100		100
TAMAÑO (um)				
Promedio Calculado		35		35
Maximo Observado		40		40
Mínimo Observado		32		32

4.1.3.2 Características Mineralógica del Compósito 2.

1. Se presenta las siguientes Especies:

Oro (Au⁰), Electrum (Au/Ag), Argentita (Ag₂S), Covelina (CuS), Galena (PbS), Pirita (FeS₂), Hematita (Fe₂O₃), Magnetita (Fe₂O₄), Limonita (Fe₂O₃ * 11/2 H₂O) y como no metálica la ganga.

A continuación:

- Encontramos el oro nativo y electrum, plata parte de argentita, existen indicios de covelina y galena, y la ganga de hierro se presenta como magnetita, pirita, hematita y limonita.

Tabla 9:
Compósito 2. Granulometría: asociación y oclusión del Au°.

Intervalos (micrones)	Mallas Ty (aprox.)	ORO		ELECTRUM		TOTAL	
		Asociación	Oclusión	Oclusión	Asociado	Ocluido	TOTAL
		Ganga	Ganga	Ganga	%	%	%
0 - 5	-2400	31,4			31,4		31,4
5 - 10	+2400 -1800		33,57	35,03		68,6	68,6
10 - 20	+1800 -900						
TOTAL		31,4	33,57	35,03	31,4	68,6	100,00
TAMAÑO (µm)							
Promedio Calculado		3	6	8	3	7	6
Maximo Observado		5	6	8	5	8	8
Mínimo Observado		3	6	7	3	6	3

Tabla 10:
Compósito 2. Granulometría: asociación y oclusión del Ag.

Intervalos (micrones)	Mallas Ty. (aprox.)	ARGENTITA	
		Liberación	TOTAL
		%	%
0 - 5	-2400		
5 - 10	+2400 -1800		
10 - 20	+1800 -900	100,00	100,00
TOTAL		100,00	100,00
TAMAÑO (µm)			
Promedio Calculado		15	15
Maximo Observado		16	16
Mínimo Observado		12	12

4.1.3.3 Características Mineralógica del Compósito 3.

Se presenta las siguientes Especies

Oro (Au⁰), Electrum (Au/Ag), Argentita (Ag₂S), Calcopirita (CuFeS₂), Covelina (CuS), Blenda (ZnS), Galena (PbS), Pirita (FeS₂), Hematita (Fe₂O₃), Magnetita (Fe₂O₄), Limonita (Fe₂O₃ * 11/2 H₂O) y no metálica la ganga.

A continuación

- Está presente como nativo oro y electrum, la plata como argentita, existe trazas de calcopirita covelina, observa indicio de blenda y galena, ganga de hierro está presente magnetita, pirita, hematita y limonita.

Tabla 11:

Compósito 3. Granulometría: asociación y oclusión del Oro.

Intervalos (micrones)	Mallas Ty (aprox.)	ORO ELECTRUM		TOTAL %
		Oclusión	Oclusión	
		Ganga	Ganga	
0 - 5	-2400	24,88		24,88
5 - 10	+2400 -1800	47,87	27,25	75,12
10 - 20	+1800 -900			
TOTAL		72,75	27,25	100,00
TAMAÑO (μm)				
Promedio Calculado		6	8	6
Maximo Observado		7	9	9
Mínimo Observado		5	8	5

Tabla 12:

Compósito 3. Granulometría: asociación y oclusión de Plata.

Intervalos (micrones)	Mallas Ty. (aprox.)	ARGENTITA Liberación		TOTAL %
		%		
0 - 5	-2400			
5 - 10	+2400 -1800			
10 - 20	+1800 -900			
20 - 30	+900 -600			
30 - 40	+600 -400	100,00		100,00
TOTAL		100,00		100,00
TAMAÑO (μm)				
Promedio Calculado		35		35
Maximo Observado		40		40
Mínimo Observado		34		34

4.1.3.4 Característica Mineralógica del Compósito 4

Se presenta las siguientes Especies

- Oro (Au^0), Electrum (Au/Ag), Argentita (Ag_2S), Proustita/Pirargirita (Ag_3AsS_3/ Ag_3SbS_3), Calcopirita ($CuFeS_2$), Galena (PbS), Blenda (ZnS), Pirita (FeS_2), Hematita (Fe_2O_3), Magnetita (Fe_2O_4), Limonita ($Fe_2O_3 \cdot 11/2 H_2O$), y ganga no metálica.

A continuación

- Como nativo oro y electrum, siendo solución sólida con plata en forma de argentita, existe trazas de calcopirita, galena y blenda; y ganga de hierro formada por magnetita, pirita, limonita y hematita.

Tabla 13:
Compósito 4, Granulometría: asociación y oclusión del Au^0 .

Intervalos (micrones)	Mallas Ty (aprox.)	ORO		ELECTRUM		TOTAL	
		Liberación	Oclusión	Oclusión	Liberado	Ocluido	TOTAL
		Ganga	Ganga	Ganga	%	%	%
0 - 5	-2400	24,56	24,2		24,56	24,2	48,76
5 - 10	+2400 -1800			27,26		27,26	27,26
10 - 20	+1800 -900						
20 - 30	+900 - 600			23,98		23,98	23,98
TOTAL		24,56	24,2	51,24	24,56	75,44	100,00
TAMAÑO (μm)							
Promedio Calculado		3	3	1 <input type="text" value="(Ctrl)"/>	3	12	9
Maximo Observado		5	3	24	5	24	24
Mínimo Observado		3	2	7	3	2	2

Tabla 14:
Compósito 4, Granulometría: asociación y oclusión del Ag.

Intervalos (micrones)	Mallas Ty (aprox.)	ARGENTITA			Proustita/Pir argirita		Total, Plata		TOTAL
		Liberación	Asociación	Oclusión	Liberación	Liberación	Asociación	Oclusión	
		%	Ganga	Ganga	%	%	%	%	
0 - 5	-2400								
5 - 10	+2400-1800								
10 - 20	+1800-900		19,82				19,82	19,82	
20 - 30	+900 -600			20,55			20,55	20,55	
30 - 40	+600 -400	20,25			19,9	40,15		40,15	
40 - 50	+400 -270								
50 - 60	+270 -250				19,48	19,48		19,48	
TOTAL		20,25	19,82	20,55	39,38	59,63	19,82	20,55	100,00
TAMAÑO (μm)									
Promedio Calculado		35	15	25	45	42	15	25	33
Maximo Observado		40	20	26	65	65	20	26	65
Mínimo Observado		33	14	24	35	33	14	24	14

4.1.3.5 Característica Mineralógica del Compósito 5

1. Se presenta las siguientes Especies

Oro (Au^0), Argentita (Ag_2S), Calcopirita (CuFeS_2), Covelina (CuS), Blenda (ZnS), Galena (PbS), Carbón, Pirita (FeS_2), Hematita (Fe_2O_3), Magnetita (Fe_2O_4), Limonita ($\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot 11/2 \text{H}_2\text{O}$) también la ganga no metálica.

A continuación

- Se obtiene nativo el oro, la plata como argentita, hay trazas calcopirita, covelina, blenda, galena y ganga de hierro en forma de magnetita, pirita, limonita y hematita.

Tabla 15:

Compósito 5. Granulometría: asociación y oclusión del Au^0 .

Intervalos (micrones)	Mallas Ty. (aprox.)	ORO	
		Oclusión Ganga	TOTAL %
0 - 5	-2400	100,00	100,00
5 - 10	+2400 -1800		
TOTAL		100,00	100,00
TAMAÑO (μm)			
Promedio Calculado		3	3
Maximo Observado		5	5
Mínimo Observado		2	2

Tabla 16:
Compósito 5. Granulometría: asociación y oclusión del Ag

Intervalos (micrones)	Mallas Ty. (aprox.)	ARGENTITA	
		Liberación %	TOTAL %
0 - 5	-2400		
5 - 10	+2400 -1800	100,00	100,00
10 - 20	+1800 -900		
TOTAL		100,00	100,00
TAMAÑO (µm)			
Promedio Calculado		8	8
Maximo Observado		10	10
Mínimo Observado		6	6

4.1.4. Análisis Granulométrico.

Las siguientes tablas y gráficos de los análisis obtenidos de la granulometría definimos las concentraciones de oro y plata, seleccionamos cada rango referente a los resultados del compósito 1, 2, 3, 4 y 5 del análisis granulométrico

Tabla 17:
Compósito 1. Distribución granulométrica

COMPÓSITO 1															
Análisis	Masa Total	1352,2 gr				Au						Ag			
Granulometría/ Abertura	Masa Real	Distribución				Ley	Masa	Au Retenido			Ley	Masa	Au Retenido		
		Masa Retenido Parcial	Acum.	Pasante Acum.	Parcial (%)			Acum. (%)	Acum. (%)	Parcial (%)			Acum. (%)	Acum. (%)	
Malla Ty	µm	(g)	%	%	(g/t)	(mg)	Parcial (%)	Acum. (%)	Acum. (%)	(g/t)	(mg)	Parcial (%)	Acum. (%)	Acum. (%)	
65	212	295.2	21.83	22	100	0,58	0,17	34,2	34,2	100	31	9,21	24,9	24,9	100
100	150	202.4	14.96	37	63	0,46	0,09	18,2	52,4	47,6	28	5,61	15,1	40	60
150	106	298.1	22.05	59	41	0,35	0,1	20,6	73	27	26	7,74	20,9	60,9	39,1
200	75	238.7	17.66	76	24	0,29	0,07	13,6	86,6	13,4	27	6,39	17,3	78,2	21,8
270	53	145.6	10.77	87	13	0,24	0,03	6,9	93,5	6,5	27	3,9	10,5	88,7	11,3
400	38	136.4	10.08	97	3	0,19	0,03	5,2	98,7	1,3	24	3,29	8,9	97,6	2,4
400	0	35.8	2.65	100	0	0,19	0,01	1,3	100	0	26	0,9	2,40	100	0,00
Totales		1352,2	100			0,505	0,505	100			37,1	37,1	100		

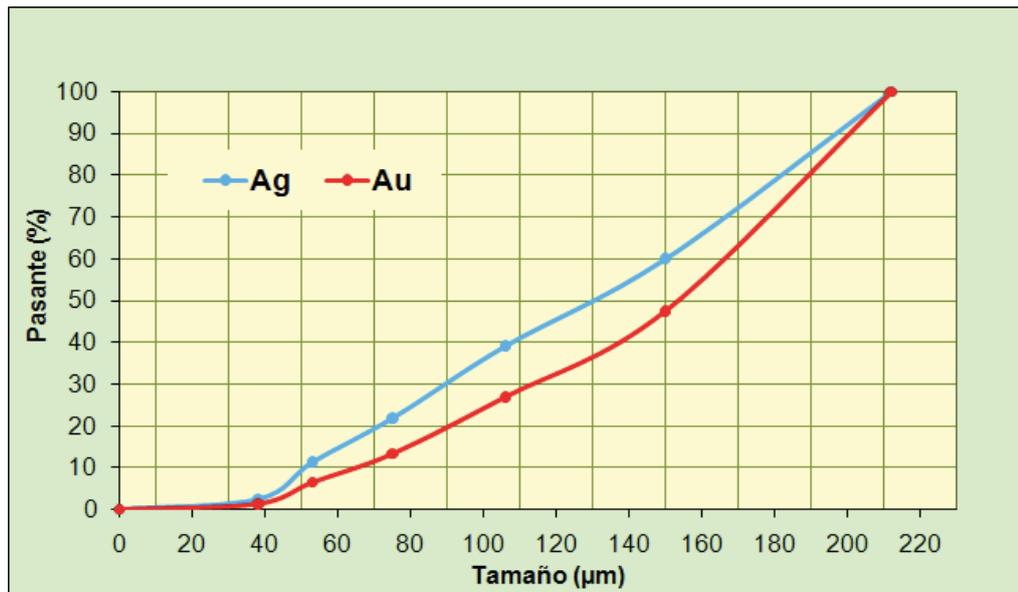


Figura N° 4. Compósito 1. Distribución granulométrica de Au y Ag

Tabla 18:
Compósito 2, Distribución Granulométrica

COMPÓSITO 2															
Análisis	Masa Total	1441 gr				Au					Ag				
Granulometría/ Abertura	Masa Real	Distribución			Ley	Masa	Au Retenido			Ley	Masa	Au Retenido		Pasante	
		Masa Retenido Parcial	Acum.	Pasante Acum.			Parcial (%)	Acum. (%)	Acum. (%)			Parcial (%)	Acum. (%)		
Malla Ty um	(g)	%	%	%	(g/t)	(mg)	Parcial (%)	Acum. (%)	Acum. (%)	(g/t)	(mg)	Parcial (%)	Acum. (%)	Acum. (%)	
65	212	99.1	6.9	6,8	100	0,64	0,06	13,0	13,0	100	19,00	1,85	9,3	9,3	100
100	150	145.5	10.1	17	83	0,56	0,08	17,4	30,4	69,6	16,00	2,38	11,9	21,2	78,8
150	106	469.4	33.1	50	50	0,37	0,17	36,1	66,6	33,4	13,00	6,08	30,4	51,6	48,4
200	75	336.8	23.3	73	27	0,26	0,09	18,2	84,8	15,2	13,00	4,36	21,8	73,4	26,6
270	53	238.2	16.5	89	11	0,21	0,05	10,4	95,1	4,9	13,00	3,07	15,4	88,8	11,2
400	38	96.7	6.8	96	4	0,16	0,02	3,3	98,4	1,6	14,00	1,37	6,9	95,7	4,3
400	0	55.6	3.8	100	0	0,14	0,01	1,6	100,0	0,0	16,00	0,87	4,3	100,00	0,00
Totales	1441	100				0,479	0,479	100,0			19,98	19,98	100,0		

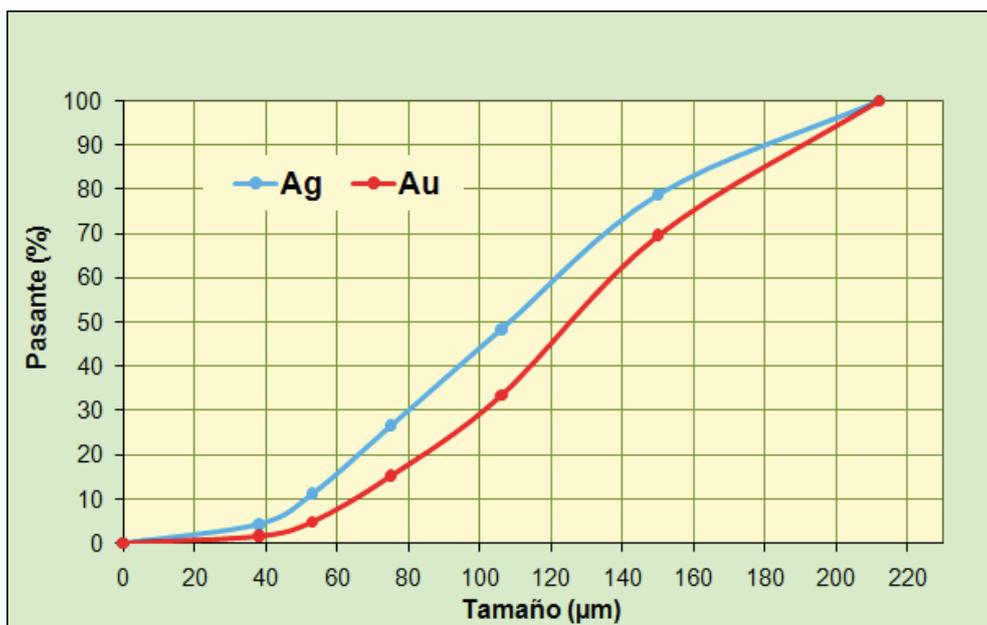


Figura N° 5. Compósito 2, Distribución granulométrica de Au y Ag

Tabla 19:

Compósito 3, Distribución Granulométrica

COMPOSITO 3															
Análisis		Masa Total	1644 gr			Au					Ag				
Granulometría / Abertura	Malla Ty. um.	Masa Real (g)	Distribución Masa Retenido Parcial (%)	Acum. (%)	Pasante Acum. (%)	Ley (g/t)	Masa (mg)	Au Retenido		Pasante Acum. (%)	Ley (g/t)	Masa (mg)	Au Retenido		Pasante Acum. (%)
								Parcial (%)	Acum. (%)				Parcial (%)	Acum. (%)	
65	212	154.4	9,4	9,4	100	0,56	0,09	20,3	20,3	100	23,00	3,51	12,2	12,2	100
100	150	176.2	10,7	20	80	0,42	0,07	17,5	37,8	62,2	20,00	3,51	12,2	24,4	75,6
150	106	614.9	37,4	58	43	0,24	0,15	35,2	73,0	27,0	18,00	11,10	38,5	62,9	37,1
200	75	369.5	22,5	81	20	0,18	0,07	15,8	88,8	11,2	15,00	5,53	19,2	82,2	18,0
270	53	202.5	12,3	93	7,7	0,15	0,03	7,2	95,9	4,1	16,00	3,21	11,1	93,2	6,8
400	38	71.3	4,3	97	3,4	0,16	0,01	2,7	98,7	1,3	14,00	1,01	3,5	96,7	3,3
400	0	55.2	3,4	100	0	0,10	0,01	1,3	100	0	17,00	0,96	3,3	100	0,00

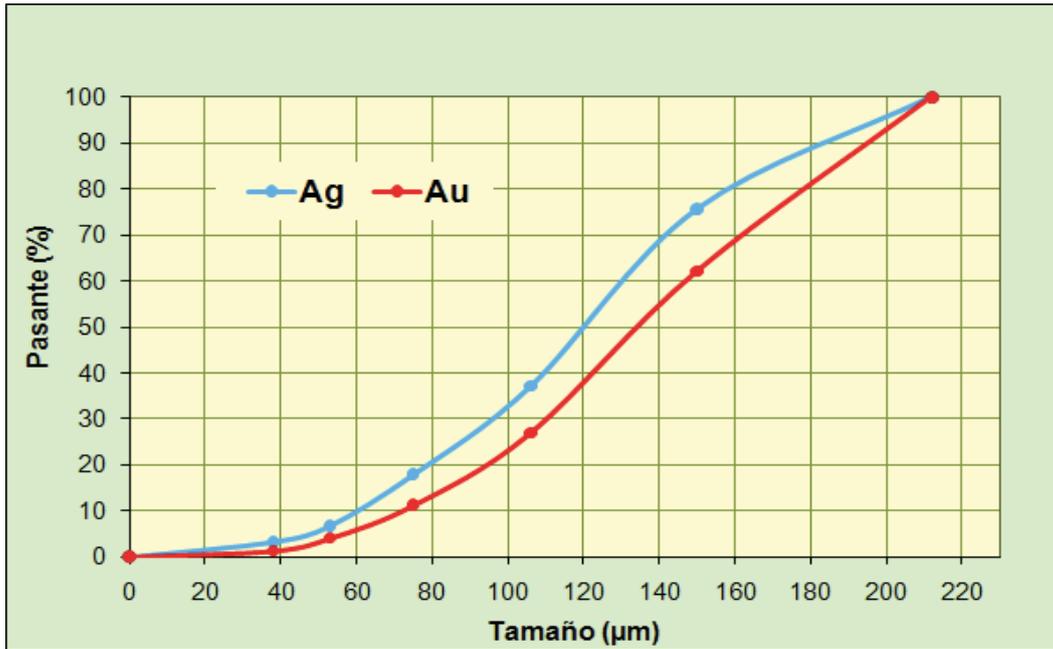


Figura N° 6. Compósito 3. Distribución granulométrica de Ag y Au

Tabla 20:

Compósito 4, Distribución Granulométrica.

COMPÓSITO 4															
Análisis	Masa Total	1472 gr				Au					Ag				
Granulometría/ Abertura	Masa Real	Distribución			Ley	Masa	Au Retenido			Ley	Masa	Au Retenido		Pasante	
		Masa Retenido Parcial	Acum.	Pasante Acum.			Parcial (%)	Acum. (%)	Acum. (%)			Parcial (%)	Acum. (%)		
Malla Ty	µm	(g)	%	%	(g/t)	(mg)	Parcial (%)	Acum. (%)	Acum. (%)	(g/t)	(mg)	Parcial (%)	Acum. (%)	Acum. (%)	
65	212	49.4	3.4	3.4	100	1,00	0,05	8,6	8,6	100	14,00	0,67	3,5	3,5	100
100	150	106.7	7.2	10.6	89.4	0,74	0,08	14,2	22,8	77,2	15,00	1,61	8,4	11,9	88,1
150	106	438.9	29.8	40.4	59.6	0,46	0,20	36,0	58,8	41,2	13,00	5,68	29,6	41,5	58,5
200	75	453.2	30.8	71.2	28.8	0,32	0,15	26,0	84,9	15,1	11,00	5,00	26,0	67,6	32,4
270	53	255.8	17.4	88.6	11.4	0,23	0,06	10,6	95,4	4,6	14,00	3,59	18,7	86,3	13,7
400	38	98.9	6.7	95.3	4.7	0,17	0,02	3,0	98,4	1,6	13,00	1,27	6,6	92,9	7,1
400	0	69.1	4.7	100	0	0,13	0,01	1,6	100	0	20,00	1,36	7,1	100	0,00
Totales		1472	100			0,558	0,558	100			19,18	19,18	100		

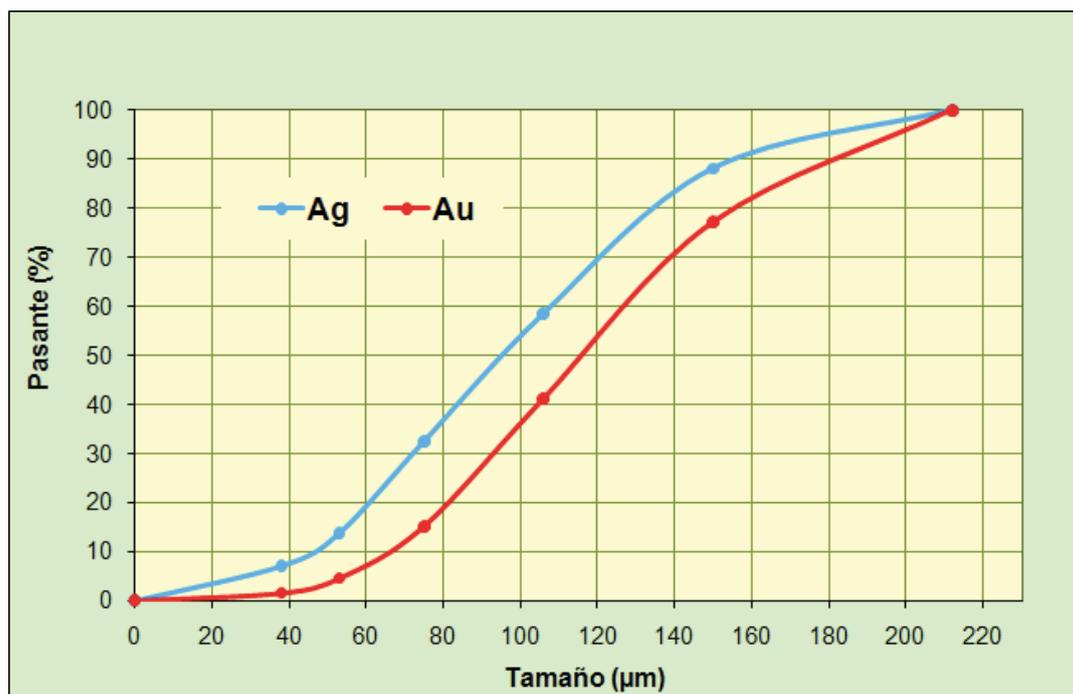


Figura N° 7. Compósito 4. Distribución granulométrica de Ag y Au

Tabla 21:

Compósito 5. Distribución granulométrica

COMPÓSITO 5															
Análisis	Masa Total	1456 gr				Au					Ag				
Granulometría/ Abertura	Masa Real	Distribución				Ley	Masa	Au Retenido			Ley	Masa	Au Retenido		Pasante
		Masa Retenido Parcial	Acum.	Pasante Acum.	Parcial (%)			Acum. (%)	Acum. (%)	Parcial (%)			Acum. (%)		
Malla Ty	um	(g)	%	%	%	(g/t)	(mg)	Parcial (%)	Acum. (%)	Acum. (%)	(g/t)	(mg)	Parcial (%)	Acum. (%)	Acum. (%)
65	212	45	3.1	3.1	100	1,15	0,05	8,2	8,2	100	28,00	1,23	3,6	3,6	100
100	150	86	5.9	9	91	0,85	0,07	11,6	19,8	80,2	19,00	1,62	4,8	8,4	91,6
150	106	404	27.8	36.8	63.2	0,54	0,22	35,0	54,8	45,2	20,00	8,04	23,8	32,2	67,8
200	75	476.2	32.7	69.5	30.5	0,36	0,17	27,7	82,4	17,6	24,00	11,46	33,9	66,2	33,8
270	53	262.1	18	87.5	12.5	0,27	0,07	11,4	93,8	6,2	24,00	6,27	18,6	84,7	15,3
400	38	97.6	6.7	94.2	5.8	0,24	0,02	3,9	97,7	2,3	27,00	2,69	8,0	92,7	7,3
400	0	85.1	5.8	100	0	0,17	0,01	2,3	100	0	29,00	2,47	7,3	100	0,00
Totales		1454,8		100,0		0,621	0,621	100,0			33,78	33,78	100,0		

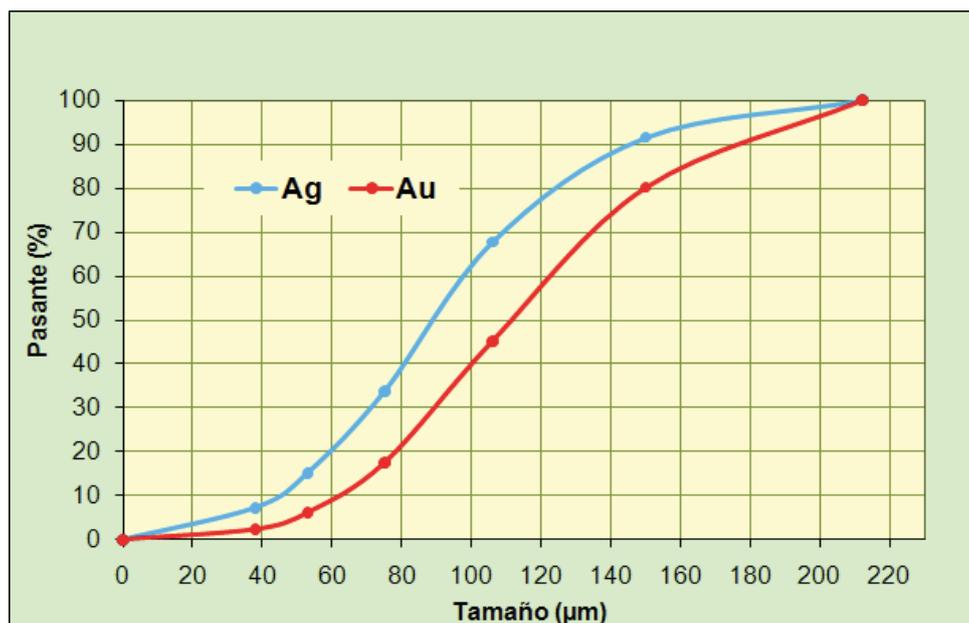


Figura N° 8. Compósito 5, distribución granulométrica de Ag y Au

4.1.5. Los resultados obtenidos de la cinética de molienda.

Realizando las pruebas de laboratorio para cinética de la molienda, los datos del análisis de mineral granulométrico, en el molino de bolas procedemos a moler, tomamos cuatro tiempos 0, 20, 40 y 60 minutos para determinar la cinética. En el procedimiento de los cinco compósito, se repite la prueba, obteniendo los siguientes resultados:

Compósito 1:

Tabla 22:

Compósito 1 sin molienda: granulometría.

Abertura	Cinética: 0 minutos			Acumulados (%)	
	Malla	Masa (g)	Parcial (%)	Retenido	Pasante
212	65	295.2	21.83	22	78
150	100	202.4	14.96	37	63
106	150	298.1	22.05	59	41
75	200	238.7	17.66	76	24
53	270	145.6	10.77	87	13
38	400	136.4	10.08	97	3
FONDO	-400	35.8	2.65	100	0
Masa Total		1352			

Tabla 23:
Compósito 1 con 20 min. de molienda.

Abertura	Cinética: 20 minutos			Acumulados (%)	
	Malla	Masa (g)	Parcial (%)	Retenido	Pasante
212	65	4,2	0,42	0,42	99,58
150	100	16,8	1,68	2,1	97,9
106	150	70,4	7,04	9,14	90,86
75	200	125,1	12,51	21,65	78,35
53	270	121,5	12,15	33,8	66,2
38	400	92,3	9,23	43,03	56,97
FONDO	-400	569,7	56,97	100	0
Masa Total		1000			

Nota: fuente información obtenida (Estrada A, 2012).

Tabla 24:
Compósito 1 con 40 min. de molienda,

Abertura	Cinética: 40 minutos			Acumulados (%)	
	Malla	Masa (g)	Parcial (%)	Retenido	Pasante
212	65	4,2	0,42	0,42	99,58
150	100	1	0,1	0,52	99,48
106	150	11,7	1,17	1,69	98,31
75	200	62,8	6,28	7,97	92,03
53	270	117,1	11,71	19,68	80,32
38	400	124,2	12,42	32,1	67,9
FONDO	-400	679	67,9	100	0
Masa Total		1000			

Nota: fuente información obtenida (Estrada A, 2012).

Tabla 25:
Compósito 1 con 60 min. de molienda,

Abertura	Cinética: 60 minutos			Acumulados (%)	
	Malla	Masa (g)	Parcial (%)	Retenido	Pasante
212	65	0,8	0,08	0,08	99,92
150	100	0,5	0,05	0,13	99,87
106	150	2,1	0,21	0,34	99,66
75	200	19,1	1,91	2,25	97,75
53	270	110,2	11,02	13,27	86,73
38	400	125,5	12,55	25,82	74,18
FONDO	-400	741,8	74,18	100	0
Masa Total		1000			

Nota: fuente información obtenida (Estrada A, 2012).

Compósito 2:

Tabla 26:
Compósito 2 sin molienda granulometría.

Cinética: 0 minutos				Acumulados (%)	
Abertura	Malla	Masa (g)	Parcial (%)	Retenido	Pasante
212	65	99.1	6.9	6.8	93,2
150	100	145.5	10.1	17	83
106	150	469.4	33.1	50	50
75	200	336.8	23.3	73	27
53	270	238.2	16.5	89	11
38	400	96.7	6.8	96	4
FONDO	-400	55.6	3.8	100	0,00
Masa Total		1441			

Tabla 27:
Compósito 2 con 20 min. De molienda.

Cinética 1: 20 minutos				Acumulados (%)	
Abertura	Malla	Masa (g)	Parcial (%)	Retenido	Pasante
212	65	2,7	0,27	0,27	99,73
150	100	6,2	0,62	0,89	99,11
106	150	34,4	3,44	4,33	95,67
75	200	119,3	11,93	16,26	83,74
53	270	135,8	13,58	29,84	70,16
38	400	107,2	10,72	40,56	59,44
FONDO	-400	594,4	59,44	100,00	0,00

Nota: fuente información obtenida (Estrada A, 2012).

Tabla 28:
Compósito 2 con 40 min. De molienda.

Cinética 2: 40 minutos				Acumulados (%)	
Abertura	Malla	Masa (g)	Parcial (%)	Retenido	Pasante
212	65	0	0,00	0,00	100,00
150	100	0,5	0,05	0,05	99,95
106	150	6,3	0,63	0,68	99,32
75	200	44,4	4,44	5,12	94,88
53	270	125,5	12,55	17,67	82,33
38	400	128,5	12,85	30,52	69,48
FONDO	-400	694,8	69,48	100,00	0,00
Masa Total		1000			

Nota: fuente información obtenida (Estrada A, 2012).

Tabla 29:
Compósito 2 con 60 min. de molienda.

Cinética 3: 60 minutos				Acumulados (%)	
Abertura	Malla	Masa (g)	Parcial (%)	Retenido	Pasante
212	65	0	0,00	0,00	100,00
150	100	0,2	0,02	0,02	99,98
106	150	1,7	0,17	0,19	99,81
75	200	11	1,10	1,29	98,71
53	270	70,8	7,08	8,37	91,63
38	400	128,8	12,88	21,25	78,75
FONDO	-400	787,5	78,75	100,00	0,00
Masa Total		1000			

Nota: fuente información obtenida (Estrada A, 2012).

Compósito 3:

Tabla 30:
Compósito 3 sin molienda granulometría.

Cinética: 0 minutos				Acumulados (%)	
Abertura	Malla	Masa (g)	Parcial (%)	Retenido	Pasante
212	65	154.4	9,4	9,4	90,6
150	100	176.2	10,7	20	80
106	150	614.9	37,4	58	42
75	200	369.5	22,5	81	19
53	270	202.5	12,3	93	7
38	400	71.3	4,3	97	3
FONDO	-400	55.2	3,4	100	0,00
Masa Total		1644			

Tabla 31:
Compósito 3 con 20 min. de molienda.

Cinética 1: 20 minutos				Acumulados (%)	
Abertura	Malla	Masa (g)	Parcial (%)	Retenido	Pasante
212	65	0,4	0,04	0,04	99,96
150	100	4,4	0,44	0,48	99,52
106	150	26,1	2,61	3,09	96,91
75	200	115,2	11,52	14,61	85,39
53	270	130,8	13,08	27,69	72,31
38	400	109,7	10,97	38,66	61,34
FONDO	-400	613,4	61,34	100,00	0,00
Masa Total		1000			

Nota: fuente información obtenida (Estrada A, 2012).

Tabla 32:
Compósito 3 con 40 min. de molienda.

Cinética 2: 40 minutos				Acumulados (%)	
Abertura	Malla	Masa (g)	Parcial (%)	Retenido	Pasante
212	65	0	0,00	0,00	100,00
150	100	0,7	0,07	0,07	99,93
106	150	4,4	0,44	0,51	99,49
75	200	37,4	3,74	4,25	95,75
53	270	121,9	12,19	16,44	83,56
38	400	132,9	13,29	29,73	70,27
FONDO	-400	702,7	70,27	100,00	0,00
Masa Total		1000			

Nota: fuente información obtenida (Estrada A, 2012).

Tabla 33:
Compósito 3 con 60 min. de molienda.

Cinética 3: 60 minutos				Acumulados (%)	
Abertura	Malla	Masa (g)	Parcial (%)	Retenido	Pasante
212	65	0	0,00	0,00	100,00
150	100	0	0,00	0,00	100,00
106	150	0,9	0,09	0,09	99,91
75	200	8,6	0,86	0,95	99,05
53	270	65,3	6,53	7,48	92,52
38	400	121	12,10	19,58	80,42
FONDO	-400	804,2	80,42	100,00	0,00
Masa Total		1000			

Nota: fuente información obtenida (Estrada A, 2012).

Compósito 4:

Tabla 34:
Compósito 4 sin molienda granulométrica.

Cinética: 0 minutos				Acumulados (%)	
Abertura	Malla	Masa (g)	Parcial (%)	Retenido	Pasante
212	65	49.4	3.4	3.4	96,6
150	100	106.7	7.2	10.6	89,4
106	150	438.9	29.8	40.4	59,6
75	200	453.2	30.8	71.2	28,8
53	270	255.8	17.4	88.6	11,4
38	400	98.9	6.7	95.3	4,7
FONDO	-400	69.1	4.7	100	0,00
Masa Total		1472			

Tabla 35:
Compósito 4 con 20 min. de molienda granulométrica.

Cinética 1: 20 minutos				Acumulados (%)	
Abertura	Malla	Masa (g)	Parcial (%)	Retenido	Pasante
212	65	0	0,00	0,00	100,00
150	100	2,9	0,29	0,29	99,71
106	150	19	1,90	2,19	97,81
75	200	101,7	10,17	12,36	87,64
53	270	134,6	13,46	25,82	74,18
38	400	109	10,90	36,72	63,28
FONDO	-400	632,8	63,28	100,00	0,00
Masa Total		1000			

Nota: fuente información obtenida (Estrada A, 2012).

Tabla 36:
Compósito 4 con 40 min. de molienda granulométrica.

Cinética 2: 40 minutos				Acumulados (%)	
Abertura	Malla	Masa (g)	Parcial (%)	Retenido	Pasante
212	65	0	0,00	0,00	100,00
150	100	0,3	0,03	0,03	99,97
106	150	3,3	0,33	0,36	99,64
75	200	30,3	3,03	3,39	96,61
53	270	116,6	11,66	15,05	84,95
38	400	120,9	12,09	27,14	72,86
FONDO	-400	728,6	72,86	100,00	0,00
Masa Total		1000			

Nota: fuente información obtenida (Estrada A, 2012).

Tabla 37:
Compósito 4 con 60 min. de molienda granulométrica.

Cinética 3: 60 minutos				Acumulados (%)	
Abertura	Malla	Masa (g)	Parcial (%)	Retenido	Pasante
212	65	0	0,00	0,00	100,00
150	100	0,2	0,02	0,02	99,98
106	150	1	0,10	0,12	99,88
75	200	8,2	0,82	0,94	99,06
53	270	68,9	6,89	7,83	92,17
38	400	118,4	11,84	19,67	80,33
FONDO	-400	803,3	80,33	100,00	0,00
Masa Total		1000			

Nota: fuente información obtenida (Estrada A, 2012).

Compósito 5:

Tabla 38:

Compósito 5 sin molienda granulométrica.

Cinética: 0 minutos				Acumulados (%)	
Abertura	Malla	Masa (g)	Parcial (%)	Retenido	Pasante
212	65	45	3.1	3.1	96,9
150	100	86	5.9	9	91
106	150	404	27.8	36.8	63,2
75	200	476.2	32.7	69.5	30,5
53	270	262.1	18	87.5	12,5
38	400	97.6	6.7	94.2	5,8
FONDO	-400	85.1	5.8	100	0,00
Masa Total		1456			

Tabla 39:

Compósito 5 con 20 min. de molienda granulométrica.

Cinética 1: 20 minutos				Acumulados (%)	
Abertura	Malla	Masa (g)	Parcial (%)	Retenido	Pasante
212	65	0,4	0,04	0,04	99,96
150	100	2,1	0,21	0,25	99,75
106	150	15,1	1,51	1,76	98,24
75	200	80,8	8,08	9,84	90,16
53	270	141,7	14,17	24,01	75,99
38	400	112,9	11,29	35,30	64,70
FONDO	-400	647	64,70	100,00	0,00
Masa Total		1000			

Tabla 40:

Compósito 5 con 40 min. de molienda granulométrica

Cinética 2: 40 minutos				Acumulados (%)	
Abertura	Malla	Masa (g)	Parcial (%)	Retenido	Pasante
212	65	0,1	0,01	0,01	99,99
150	100	0,3	0,03	0,04	99,96
106	150	3,2	0,32	0,36	99,64
75	200	24,6	2,46	2,82	97,18
53	270	106,3	10,63	13,45	86,55
38	400	122,8	12,28	25,73	74,27
FONDO	-400	742,7	74,27	100,00	0,00
Masa Total		1000			

Nota: fuente información obtenida (Estrada A, 2012).

Tabla 41:
Compósito 5 con 60 min. de molienda granulométrica.

Cinética 2: 40 minutos				Acumulados (%)	
Abertura	Malla	Masa (g)	Parcial (%)	Retenido	Pasante
212	65	0,2	0,02	0,02	99,98
150	100	0,3	0,03	0,05	99,95
106	150	1,3	0,13	0,18	99,82
75	200	6,7	0,67	0,85	99,15
53	270	54,9	5,49	6,34	93,66
38	400	114,5	11,45	17,79	82,21
FONDO	-400	822,1	82,21	100,00	0,00
Masa Total		1000			

Nota: fuente información obtenida (Estrada A, 2012).

4.1.6. Prueba de los resultados de Lixiviación en Granulometría Natural

Presentamos los resultados de las pruebas de lixiviación de las muestras del mineral obtenidos de los cinco compósitos a granulometría natural estudiados.

Tabla 42:
Compósito 1. Cinética de lixiviación.

Compósito 1: Granulometría Natural						
Peso Mineral: 1 (kg), Pureza NaCN: 99,8%, Concentración NaCN: 5(g/l)						
Tiempo (Horas)	Ley Cabeza (g/t)		Ley de Ripio (g/t)		Recuperación	
	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
2	0,23	29	0,21	22,8	9,0%	21,6%
4	0,23	29	0,21	20,9	9,0%	27,9%
8	0,23	29	0,21	20,9	9,1%	28,0%
24	0,23	29	0,21	20,6	9,2%	28,8%
48	0,23	29	0,20	20,6	13,1%	28,8%

Nota: fuente información obtenida (Estrada A, 2012).

Tabla 43:
Compósito 2. Cinética de lixiviación.

Compósito 2: Granulometría Natural Peso Mineral: 1 (kg), Pureza NaCN: 99,8%, Concentración NaCN: 5(g/lt)						
Tiempo (Horas)	Ley Cabeza (g/t)		Ley de Ripio (g/t)		Recuperación	
	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
2	0,23	20	0,21	14,8	9,90%	25,90%
4	0,23	20	0,21	14,8	9,90%	25,90%
8	0,23	20	0,21	13,9	10,00%	30,60%
24	0,23	20	0,21	13,4	10,20%	32,90%
48	0,23	20	0,2	13,2	12,10%	34,00%

Nota: fuente información obtenida (Estrada A, 2012).

Tabla 44:
Compósito 3. Cinética de lixiviación.

Compósito 3: Granulometría Natural Peso Mineral: 1 (kg), Pureza NaCN: 99,8%, Concentración NaCN: 5(g/lt)						
Tiempo (Horas)	Ley Cabeza (g/t)		Ley de Ripio (g/t)		Recuperación	
	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
2	0,32	18	0,25	12,9	21,10%	28,60%
4	0,32	18	0,25	12,5	21,10%	30,40%
8	0,32	18	0,25	12,5	21,30%	30,60%
24	0,32	18	0,25	12,4	21,70%	31,30%
48	0,32	18	0,25	12,3	22,20%	31,70%

Nota: fuente información obtenida (Estrada A, 2012).

Tabla 45:
Compósito 4. Cinética de lixiviación.

Compósito 4: Granulometría Natural Peso Mineral: 1 (kg), Pureza NaCN: 99,8%, Concentración NaCN: 5(g/lt)						
Tiempo (Horas)	Ley Cabeza (g/t)		Ley de Ripio (g/t)		Recuperación	
	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
2	0,27	18	0,23	13,2	14,90%	26,70%
4	0,27	18	0,23	13,2	14,90%	26,70%
8	0,27	18	0,23	12,9	15,10%	28,50%
24	0,27	18	0,23	12,7	15,30%	29,20%
48	0,27	18	0,23	12,7	15,60%	29,60%

Nota: fuente información obtenida (Estrada A, 2012).

Tabla 46:
Compósito 5. Cinética de lixiviación.

Compósito 5: Granulometría Natural						
Peso Mineral: 1 (kg), Pureza NaCN: 99,8%, Concentración NaCN: 5(g/lit)						
Tiempo (Horas)	Ley Cabeza (g/t)		Ley de Ripio (g/t)		Recuperación	
	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
2	0,37	27	0,32	19,6	13,00%	27,60%
4	0,37	27	0,32	19,4	13,00%	28,00%
8	0,37	27	0,32	17,9	13,10%	33,50%
24	0,37	27	0,32	17,5	13,30%	35,20%
48	0,37	27	0,32	17,2	13,60%	36,30%

Nota: fuente información obtenida (Estrada A, 2012).

4.1.7. Prueba de resultados de lixiviación a diferentes granulometrías.

Presentamos los resultados de las muestras del mineral de los cinco compósitos estudiadas distintas granulometrías realizadas en pruebas de lixiviación, Estrada A (2012)

Granulometría 100% bajo 75 μ m.

Tabla 47:
Compósito 1. Cinética de lixiviación a -75 μ m.

Compósito 1: Granulometría 100% Bajo 75 μm						
Peso Mineral: 1 (kg), Pureza NaCN: 99,8%, Concentración NaCN: 5(g/lit)						
Tiempo (Horas)	Ley Cabeza (g/t)		Ley de Ripio (g/t)		Recuperación	
	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
2	0,23	29	0,13	17,7	41,90%	39,10%
4	0,23	29	0,13	17,7	42,00%	39,10%
8	0,23	29	0,13	17,5	43,20%	39,70%
24	0,23	29	0,13	17,3	44,10%	40,30%
48	0,23	29	0,13	17	44,60%	41,20%

Nota: fuente información obtenida (Estrada A, 2012).

Tabla 48:

Compósito 2. Cinética de lixiviación a $-75 \mu\text{m}$.

Compósito 2: Granulometría 100% Bajo 75 μm Peso Mineral: 1 (kg), Pureza NaCN: 99,8%, Concentración NaCN: 5(g/lt)						
Tiempo (Horas)	Ley Cabeza (g/t)		Ley de Ripio (g/t)		Recuperación	
	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
2	0,23	20	0,13	14,6	45,40%	27,00%
4	0,23	20	0,13	14,6	45,40%	27,00%
8	0,23	20	0,12	13,8	46,10%	30,80%
24	0,23	20	0,12	13,4	48,80%	33,00%
48	0,23	20	0,12	13,1	49,70%	34,30%

Nota: fuente información obtenida (Estrada A, 2012).

Tabla 49:

Compósito 3. Cinética de lixiviación a $-75 \mu\text{m}$.

Compósito 3: Granulometría 100% Bajo 75 μm Peso Mineral: 1 (kg), Pureza NaCN: 99,8%, Concentración NaCN: 5(g/lt)						
Tiempo (Horas)	Ley Cabeza (g/t)		Ley de Ripio (g/t)		Recuperación	
	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
2	0,32	18	0,14	11,5	57,10%	36,20%
4	0,23	18	0,14	11,5	57,10%	36,20%
8	0,23	18	0,14	11,4	57,30%	36,60%
24	0,23	18	0,13	11,2	59,00%	37,80%
48	0,23	18	0,12	11,1	61,60%	38,60%

Nota: fuente información obtenida (Estrada A, 2012).

Tabla 50:

Compósito 4. Cinética de lixiviación a $-75 \mu\text{m}$.

Compósito 4: Granulometría 100% Bajo 75 μm Peso Mineral: 1 (kg), Pureza NaCN: 99,8%, Concentración NaCN: 5(g/lt)						
Tiempo (Horas)	Ley Cabeza (g/t)		Ley de Ripio (g/t)		Recuperación	
	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
2	0,27	18	0,15	13,2	46,20%	26,90%
4	0,27	18	0,15	13,2	46,20%	26,90%
8	0,27	18	0,14	12,7	47,40%	29,60%
24	0,27	18	0,14	12,6	48,00%	30,10%
48	0,27	18	0,14	12,3	48,60%	31,90%

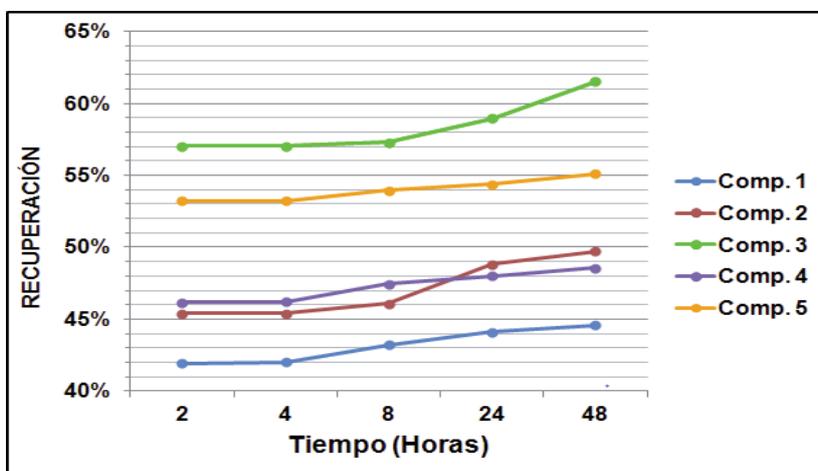
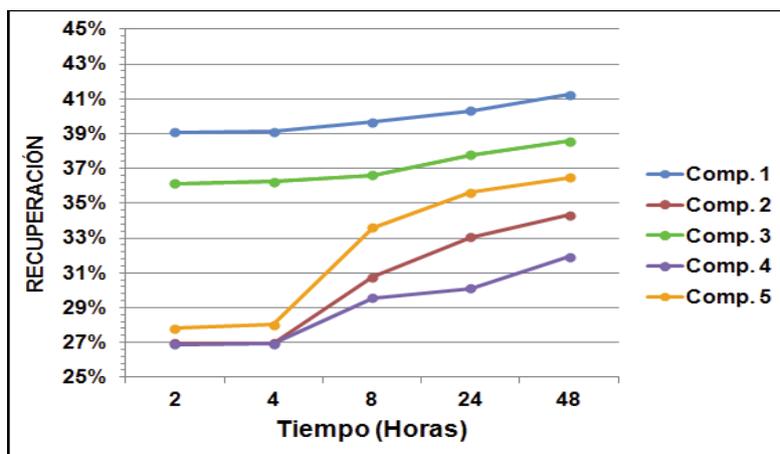
Nota: fuente información obtenida (Estrada A, 2012).

Tabla 51:

Comósito 5. Cinética de lixiviación a $-75 \mu\text{m}$.

Comósito 5: Granulometría 100% Bajo 75 μm Peso Mineral: 1 (kg), Pureza NaCN: 99,8%, Concentración NaCN: 5(g/lt)						
Tiempo (Horas)	Ley Cabeza (g/t)		Ley de Ripio (g/t)		Recuperación	
	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
2	0,37	27	0,17	19,5	53,20%	27,80%
4	0,37	27	0,17	19,4	53,20%	28,00%
8	0,37	27	0,17	17,9	54,00%	33,60%
24	0,37	27	0,17	17,4	54,40%	35,60%
48	0,37	27	0,17	17,2	55,10%	36,50%

Nota: fuente información obtenida (Estrada A, 2012).

Figura N° 9. Cinética de lixiviación de oro a $-75 \mu\text{m}$ Figura N° 10. Cinética de lixiviación de plata a $-75 \mu\text{m}$

Granulometría 100% bajo 53 μ m.

Tabla 52:

Compósito 1. Cinética de lixiviación a -53 μ m.

Compósito 1: Granulometría 100% Bajo 53 μm Peso Mineral: 1 (kg), Pureza NaCN: 99,8%, Concentración NaCN: 5(g/lit)						
Tiempo (Horas)	Ley Cabeza (g/t)		Ley de Ripio (g/t)		Recuperación	
	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
2	0,23	29	0,13	16,6	42,10%	42,60%
4	0,23	29	0,13	16,6	44,30%	42,70%
8	0,23	29	0,12	16,5	49,60%	43,00%
24	0,23	29	0,11	16,4	54,00%	43,50%
48	0,23	29	0,1	16,4	55,10%	43,60%

Tabla 53:

Compósito 2. Cinética de lixiviación a -53 μ m.

Compósito 2: Granulometría 100% Bajo 53 μm Peso Mineral: 1 (kg), Pureza NaCN: 99,8%, Concentración NaCN: 5(g/lit)						
Tiempo (Horas)	Ley Cabeza (g/t)		Ley de Ripio (g/t)		Recuperación	
	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
2	0,23	20	0,1	13,1	57,50%	34,40%
4	0,23	20	0,1	13	57,70%	35,30%
8	0,23	20	0,1	12,9	58,40%	35,40%
24	0,23	20	0,1	12,8	58,50%	36,20%
48	0,23	20	0,1	12,4	58,60%	37,80%

Tabla 54:

Compósito 3. Cinética de lixiviación a -53 μ m.

Compósito 3: Granulometría 100% Bajo 53 μm Peso Mineral: 1 (kg), Pureza NaCN: 99,8%, Concentración NaCN: 5(g/lit)						
Tiempo (Horas)	Ley Cabeza (g/t)		Ley de Ripio (g/t)		Recuperación	
	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
2	0,32	18	0,1	11,4	67,30%	36,40%
4	0,32	18	0,1	11,4	67,70%	36,70%
8	0,32	18	0,1	11,2	68,00%	37,60%
24	0,32	18	0,1	11	68,20%	38,90%
48	0,32	18	0,1	10,9	68,30%	39,30%

Nota: fuente información obtenida (Estrada A, 2012).

Tabla 55:

Compósito 4. Cinética de lixiviación a $-53 \mu\text{m}$.

Compósito 4: Granulometría 100% Bajo 53 μm Peso Mineral: 1 (kg), Pureza NaCN: 99,8%, Concentración NaCN: 5(g/l)						
Tiempo (Horas)	Ley Cabeza (g/t)		Ley de Ripio (g/t)		Recuperación	
	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
2	0,27	18	0,09	12,6	65,80%	29,90%
4	0,27	18	0,09	12,5	65,80%	30,60%
8	0,27	18	0,09	12,4	66,90%	31,00%
24	0,27	18	0,09	12,3	67,20%	31,80%
48	0,27	18	0,09	12,2	68,30%	32,50%

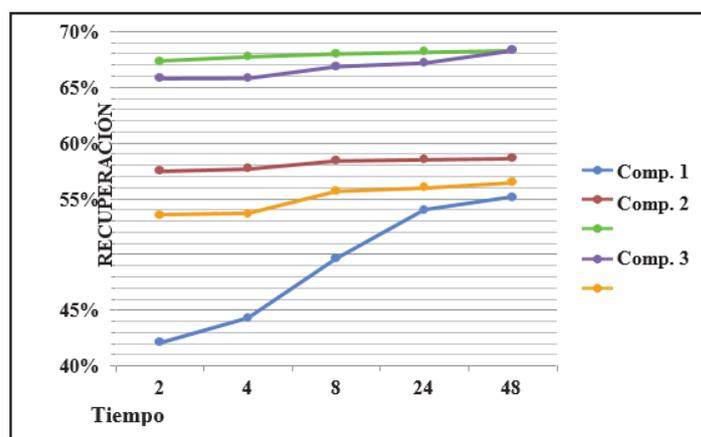
Nota: fuente información obtenida (Estrada A, 2012).

Tabla 56:

Compósito 5. Cinética de lixiviación a $-53 \mu\text{m}$.

Compósito 5: Granulometría 100% Bajo 53 μm Peso Mineral: 1 (kg), Pureza NaCN: 99,8%, Concentración NaCN: 5(g/l)						
Tiempo (Horas)	Ley Cabeza (g/t)		Ley de Ripio (g/t)		Recuperación	
	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
2	0,37	27	0,17	19,4	53,60%	28,10%
4	0,37	27	0,17	19,4	53,70%	28,20%
8	0,37	27	0,17	17,9	55,70%	33,80%
24	0,37	27	0,16	17,3	56,00%	35,90%
48	0,37	27	0,16	17,1	56,50%	36,60%

Nota: fuente información obtenida (Estrada A, 2012).

Figura N° 11. Cinética de lixiviación de oro a $-53 \mu\text{m}$

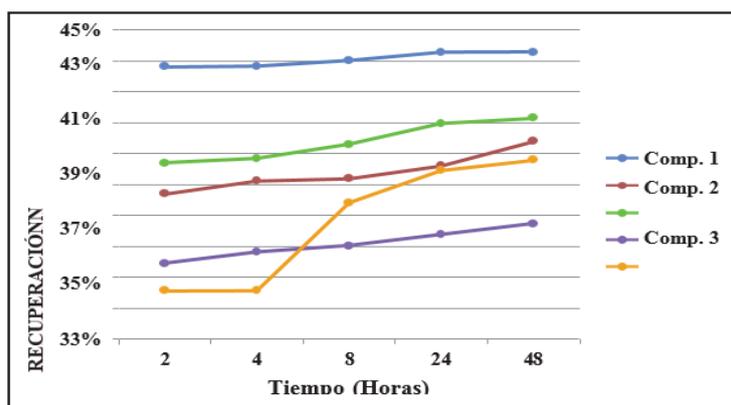


Figura N° 12. Cinética de lixiviación de plata a -53 μm

Granulometría 100% bajo 38 μm.

Tabla 57:

Compósito 1. Cinética de lixiviación a -38μm.

Compósito 1: Granulometría 100% Bajo 38 μm Peso Mineral: 1 (kg), Pureza NaCN: 99,8%, Concentración NaCN: 5(g/lit)						
Tiempo (Horas)	Ley Cabeza (g/t)		Ley de Ripio (g/t)		Recuperación	
	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
2	0,23	29	0,12	16,2	47,80%	44,00%
4	0,23	29	0,1	15,7	54,70%	45,90%
8	0,23	29	0,08	14,6	64,00%	49,70%
24	0,23	29	0,08	14,4	65,40%	50,40%
48	0,23	29	0,08	13,5	66,90%	53,40%

Tabla 58:

Compósito 2. Cinética de lixiviación a -38μm.

Compósito 2: Granulometría 100% Bajo 38 μm Peso Mineral: 1 (kg), Pureza NaCN: 99,8%, Concentración NaCN: 5(g/lit)						
Tiempo (Horas)	Ley Cabeza (g/t)		Ley de Ripio (g/t)		Recuperación	
	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
2	0,23	20	0,1	11,4	58,20%	43,20%
4	0,23	20	0,09	11,2	59,90%	44,20%
8	0,23	20	0,08	10,4	65,10%	48,00%
24	0,23	20	0,08	10,2	66,40%	49,10%
48	0,23	20	0,07	10,1	68,00%	49,60%

Nota: fuente información obtenida (Estrada A, 2012).

Tabla 59:

Compósito 3. Cinética de lixiviación a $-38\mu\text{m}$.

Compósito 3: Granulometría 100% Bajo 38 μm Peso Mineral: 1 (kg), Pureza NaCN: 99,8%, Concentración NaCN: 5(g/lt)						
Tiempo (Horas)	Ley Cabeza (g/t)		Ley de Ripio (g/t)		Recuperación	
	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
2	0,32	18	0,1	10,7	67,90%	40,80%
4	0,32	18	0,1	10,6	68,00%	41,30%
8	0,32	18	0,1	10,3	69,60%	43,00%
24	0,32	18	0,1	10,1	70,00%	44,10%
48	0,32	18	0,09	10	70,30%	44,30%

Nota: fuente información obtenida (Estrada A, 2012).

Tabla 60:

Compósito 4. Cinética de lixiviación a $-38\mu\text{m}$.

Compósito 4: Granulometría 100% Bajo 38 μm Peso Mineral: 1 (kg), Pureza NaCN: 99,8%, Concentración NaCN: 5(g/lt)						
Tiempo (Horas)	Ley Cabeza (g/t)		Ley de Ripio (g/t)		Recuperación	
	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
2	0,27	18	0,09	11,4	66,20%	36,70%
4	0,27	18	0,09	11,1	67,00%	38,50%
8	0,27	18	0,08	10,8	69,70%	39,80%
24	0,27	18	0,08	10,8	70,20%	40,20%
48	0,27	18	0,08	10,7	70,40%	40,50%

Nota: fuente información obtenida (Estrada A, 2012).

Tabla 61:

Compósito 5. Cinética de lixiviación a $-38\mu\text{m}$.

Compósito 5: Granulometría 100% Bajo 38 μm Peso Mineral: 1 (kg), Pureza NaCN: 99,8%, Concentración NaCN: 5(g/lt)						
Tiempo (Horas)	Ley Cabeza (g/t)		Ley de Ripio (g/t)		Recuperación	
	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
2	0,37	27	0,15	15,6	60,20%	42,30%
4	0,37	27	0,15	15,4	60,20%	42,90%
8	0,37	27	0,14	15,2	63,20%	43,50%
24	0,37	27	0,13	15,1	64,70%	44,20%
48	0,37	27	0,13	15	65,60%	44,60%

Nota: fuente información obtenida (Estrada A, 2012).

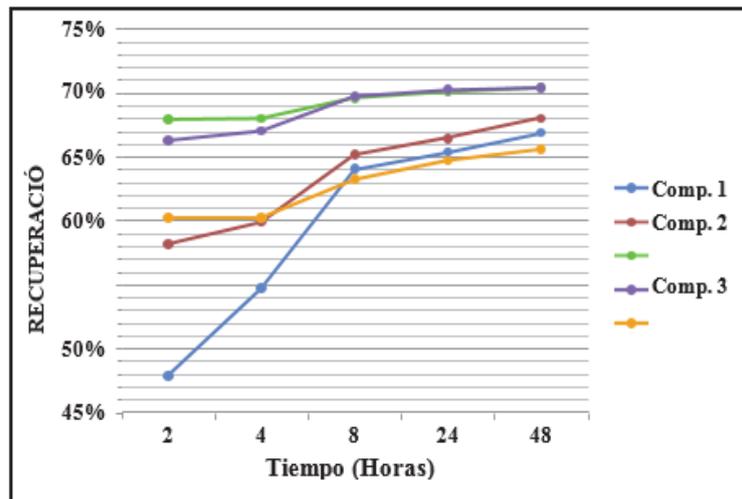


Figura N° 13. Cinética de lixiviación de oro a $-38 \mu\text{m}$

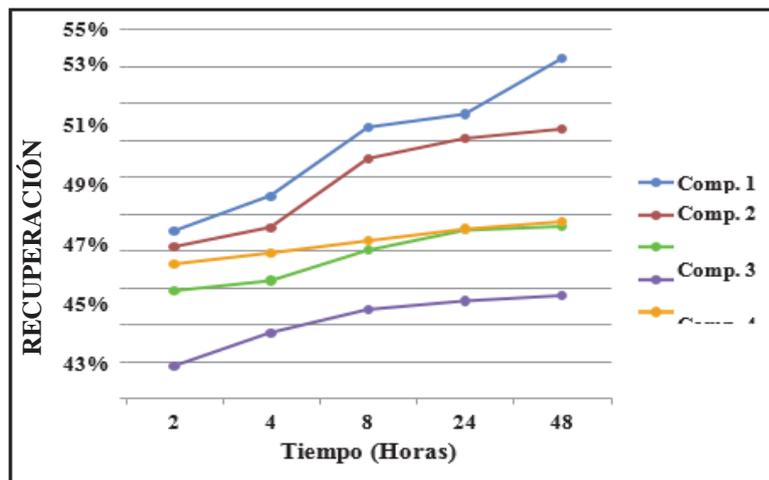


Figura N° 14. Cinética de lixiviación de plata a $-38 \mu\text{m}$

Estrada A, (2012), en las Tablas de 63 a 65 para determinar la lixiviación en la recuperación del mineral valioso, observamos cómo influye la granulometría en tiempo, de 2 horas hasta 48 horas de lixiviación.

Tabla 62:
Dos horas en lixiviación a diferentes granulometrías

Tiempo de Lixiviación: 2 Horas											
Granulometría (μm)	Compósito 1		Compósito 2		Compósito 3		Compósito 4		Compósito 5		
	Recuperación		Recuperación		Recuperación		Recuperación		Recuperación		
	Au	Ag									
Natural	9,0%	21,6%	9,9%	25,9%	21,1%	28,6%	14,9%	26,7%	13,0%	27,6%	
75	41,9%	39,1%	45,4%	27,0%	57,1%	36,2%	46,2%	26,9%	53,2%	27,8%	
53	42,1%	42,6%	57,5%	34,4%	67,3%	36,4%	65,8%	29,9%	53,6%	28,1%	
38	47,8%	44,0%	58,2%	43,2%	67,9%	40,8%	66,2%	36,7%	60,2%	42,3%	

Tabla 63:
Cuatro horas en lixiviación a diferentes granulometrías

Tiempo de Lixiviación: 4 Horas											
Granulometría (μm)	Compósito 1		Compósito 2		Compósito 3		Compósito 4		Compósito 5		
	Recuperación		Recuperación		Recuperación		Recuperación		Recuperación		
	Au	Ag									
Natural	9,0%	27,9%	9,9%	25,9%	21,1%	30,4%	14,9%	26,7%	13,0%	28,0%	
75	42,0%	39,1%	45,4%	27,0%	57,1%	36,2%	46,2%	26,9%	53,2%	28,0%	
53	44,3%	42,7%	57,7%	35,3%	67,7%	36,7%	65,8%	30,6%	53,7%	28,2%	
38	54,7%	45,9%	59,9%	44,2%	68,0%	41,3%	67,0%	68,5%	60,2%	42,9%	

Tabla 64:
Ocho horas en lixiviación a diferentes granulometrías

Tiempo de Lixiviación: 8 Horas											
Granulometría (μm)	Compósito 1		Compósito 2		Compósito 3		Compósito 4		Compósito 5		
	Recuperación		Recuperación		Recuperación		Recuperación		Recuperación		
	Au	Ag									
Natural	9,1%	28,0%	10,0%	30,6%	21,3%	30,6%	15,1%	28,5%	13,1%	33,5%	
75	43,2%	39,7%	46,1%	30,8%	57,3%	36,6%	47,7%	29,6%	54,0%	33,6%	
53	49,3%	43,0%	58,4%	35,4%	68,0%	37,6%	66,9%	31,0%	55,7%	33,8%	
38	64,0%	49,7%	65,1%	48,0%	69,6%	43,0%	69,7%	39,8%	63,2%	43,5%	

Tabla 65:
Veinticuatro horas en lixiviación a diferentes granulometrías

Tiempo de Lixiviación: 24 Horas											
Granulometría (μm)	Compósito 1		Compósito 2		Compósito 3		Compósito 4		Compósito 5		
	Recuperación		Recuperación		Recuperación		Recuperación		Recuperación		
	Au	Ag									
Natural	9,2%	28,8%	10,2%	32,9%	21,7%	31,3%	15,3%	29,2%	13,3%	35,2%	
75	44,1%	40,3%	48,8%	33,0%	59,0%	37,8%	48,0%	30,1%	54,4%	35,6%	
53	54,0%	43,5%	58,5%	36,2%	68,1%	38,9%	67,2%	31,8%	56,0%	35,9%	
38	65,4%	50,4%	66,4%	49,1%	70,0%	44,1%	70,2%	40,2%	64,7%	44,2%	

Tabla 66:
Cuarenta y ocho horas en lixiviación a diferentes granulometrías

Tiempo de Lixiviación: 48 Horas										
Granulometría (μm)	Compósito 1		Compósito 2		Compósito 3		Compósito 4		Compósito 5	
	Recuperación		Recuperación		Recuperación		Recuperación		Recuperación	
	Au	Ag								
Natural	13,1%		12,1%	34,0%	22,2%	31,7%	15,6%	29,6%	13,6%	36,3%
75	44,6%	41,2%	49,7%	34,3%	61,6%	38,6%	48,6%	31,9%	55,1%	36,5%
53	55,1%	43,6%	58,6%	37,8%	68,3%	39,3%	68,3%	32,5%	56,5%	36,6%
38	66,9%	53,4%	68,0%	49,6%	70,3%	44,3%	70,4%	40,5%	65,6%	44,6%

4.1.8. Pruebas de concentración de los resultados por flotación.

Los siguientes resultados, de pruebas de concentración por flotación a 20 minutos, realizados a las muestras del mineral.

Tabla 67:
Compósito 1: pruebas de flotación

COMPÓSITO 1						
Flujo	Peso (g)	Ley (g/t)		Recuperación (%)		
		Au	Ag	Peso	Au	Ag
Alimentación	995,1	0,23	29	100,0%	100,0%	100,0%
Concentrado 20 min.	88,0	0,64	86,1	8,8%	24,6%	26,3%
Relave Rougher	907,1	0,19	23,4	91,2%	75,3%	73,6%

Nota: fuente información obtenida (Estrada A, 2012).

Tabla 68:
Compósito 2: pruebas de flotación

COMPÓSITO 2						
Flujo	Peso (g)	Ley (g/t)		Recuperación (%)		
		Au	Ag	Peso	Au	Ag
Alimentación	994,7	0,23	20,0	100,0%	100,0%	100,0%
Concentrado 20 min.	92,1	0,61	51,9	9,3%	24,6%	24,0%
Relave Rougher	902,6	0,19	16,8	90,7%	75,0%	76,2%

Nota: fuente información obtenida (Estrada A, 2012).

Tabla 69:
Compósito 3: pruebas de flotación

COMPÓSITO 3						
Flujo	Peso (g)	Ley (g/t)		Recuperación (%)		
		Au	Ag	Peso	Au	Ag
Alimentación	994,9	0,32	18	100,0%	100,0%	100,0%
Concentrado 20 min.	81,5	0,89	51,9	8,2%	22,8%	23,6%
Relave Rougher	913,4	0,27	14,9	91,8%	77,5%	76,0%

Tabla 70:
Compósito 4: pruebas de flotación

COMPÓSITO 4						
Flujo	Peso (g)	Ley (g/t)		Recuperación (%)		
		Au	Ag	Peso	Au	Ag
Alimentación	994,3	0,27	18	100,0%	100,0%	100,0%
Concentrado 20 min.	86,7	0,89	50,4	8,7%	28,7%	24,4%
Relave Rougher	907,6	0,21	14,9	91,3%	71,0%	75,6%

Tabla 71:
Compósito 5: pruebas de flotación

COMPÓSITO 5						
Flujo	Peso (g)	Ley (g/t)		Recuperación (%)		
		Au	Ag	Peso	Au	Ag
Alimentación	994,9	0,37	27	100,0%	100,0%	100,0%
Concentrado 20 min.	76,6	1,21	94,8	7,7%	25,2%	27,0%
Relave Rougher	918,3	0,3	21,4	92,3%	74,8%	73,2%

Nota: fuente información obtenida (Estrada A, 2012).

4.2 Contrastación de Hipótesis

1.2.1. Contrastación de hipótesis general.

H_i: El efecto de recuperación de oro en concentrado de cobre de antiguos depósitos de relaves de la empresa de Comindus es significativo utilizando reactivos Royal Chemical.

H₀: El efecto en la recuperación de oro en concentrado de cobre de antiguos depósitos de relaves de la empresa de Comindus no es significativo utilizando reactivos Royal Chemical.

Respecto a la tentativa de apreciación inicial, se constata, que en efecto existe una relevante significancia en el efecto de recuperación de oro en concentrado de cobre de antiguos depósitos de relaves de la empresa de Comindu, más aun mediante la utilización de los reactivos de Royal Chemical, se determinó mediante un análisis comparativo de las recuperaciones de oro y plata y onzas producidas desde el año 2010 hasta el 2019, así se comprobó, mediante varias pruebas, las mejoras en los rangos de producción de concentrado, datos corroborados con las pruebas de cianuración (tabla 4) donde la mayor recuperación de Au (96.67%) se dio en las 20 horas de cianuración, en el caso de plata también se dio en las 20 horas de cianuración (95.46%), respecto a las pruebas de lavado y cianuración, lo que va del 2020, una vez en forma permanente el uso de reactivos Royal Chemical, los mejores resultados se dieron entre abril y mayo para la Au (91.8%) y para Ag en Febrero (88.1%), de acuerdo al análisis granulométrico (tablas 17, 18, 19, 20, 21) de los 5 compósitos, con mallas Tyler y las gráficas de desplazamiento del porcentaje de pasante para plata y oro (figuras 12, 13, 14, 15, 16), respecto a la mayor distribución de la masa de retenido parcial se dio en el compósito 1 y 3 (Malla 400, 38 μm) con un acumulado retenido (%Ac(+)) de 97%, para el porcentaje de pasante acumulado en las mallas %Ac(-) el que presenta mayor valor es el compósito 5 con un %Ac(-) de 30.5%, por el rango de mayor liberación del mineral. En las pruebas de lixiviación de granulometría natural la mayor recuperación se dio pasadas las 48 horas de suministro de NaCN (99.8%) en el compósito 3 para Au = 22.2 % y para plata en el compósito 5 con 36.30% de recuperación. Para las pruebas de lixiviación a distintas granulometrías se obtuvo mayor recuperación en la granulometría -38 μm , donde para oro se obtuvo 70.40% y para plata el 44.30 % de recuperación. Respecto a las pruebas de flotación realizadas a los 5 compósitos a las mismas

condiciones ($t=20'$ y $m = 994.7g$), la mejor recuperación se dio en el compuesto 4, donde para Au =28.7% y Ag = 24.4, datos congruentes con la recuperación final de flotación 28.70%, sin embargo, en el relave se aprecia una significativa pérdida del 71.0% para Au y 75.6% para la plata: Ag.

CAPITULO V

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

5.1 Conclusiones.

Se concluyó que mediante la utilización de los reactivos de Royal Chemical, se incrementó la recuperación de oro y plata en los relaves antiguos de la empresa Comindus, haciendo uso de un análisis comparativo de las desde el año 2010 hasta el 2019, aplicando varias pruebas, se obtuvo entonces que para las pruebas de cianuración (tabla 4) la mayor recuperación de Au (96.67%) se dio en las 20 horas de cianuración, en el caso de plata también se dio en las 20 horas de cianuración (95.46%), respecto a las pruebas de lavado y cianuración, lo que va del 2020, una vez en forma permanente el uso de reactivos Royal Chemical, los mejores resultados se dieron entre abril y mayo para la Au (91.8%) y para Ag en Febrero (88.1%), de acuerdo al análisis granulométrico de los 5 compósitos, con mallas Tyler y las gráficas de desplazamiento del porcentaje de pasante para plata y oro.

Respecto a la distribución de la masa de retenido parcial se dio en el compósito 1 y 3 (Malla 400, 38 μm) con un acumulado retenido %Ac (+) = 97%, y un pasante acumulado de %Ac (-) = 30.5% (compósito 5), por el rango de mayor liberación del mineral.

En las pruebas de lixiviación de granulometría natural la mayor recuperación se dio pasadas las 48 horas, donde Au = 22.2% (compósito 3) y Ag = 36.30% (compósito 5) de recuperación.

Para las pruebas de lixiviación a distintas granulometrías se obtuvo mayor recuperación en la granulometría -38 μm , donde para oro se obtuvo 70.40% y para plata el 44.30 % de recuperación.

En el caso de las pruebas de flotación realizadas a los 5 compósitos a las mismas condiciones ($t=20'$ y $m = 994.7\text{g}$), la mejor recuperación se dio en el compósito 4, donde

para Au =28.7% y Ag = 24.4, datos congruentes con la recuperación final de flotación 28.70%, sin embargo, en el relave se aprecia una significativa pérdida del 71.0% para Au y 75.6% para Ag.

Se concluye que, si existe significancia en el uso de reactivos Royal Chemical, sin embargo, el mejor proceso de recuperación será mediante lixiviación, a comparación de la flotación donde se pierde gran volumen de material valioso en el relave.

5.2 Recomendaciones

El estudio de la recuperación de oro en los depósitos de la relaveras es amplio, se pueden hacer investigaciones logrando buenos resultados, como se muestra en las tablas, una de las limitaciones es la inversión para la compra de equipos e insumos para dichos estudios, por lo que se recomienda que se continúen las investigaciones, no solo a escala laboratorio, también a escala piloto e industrial; a través de este tratamiento se puede lograr grandes resultados en aumentar las recuperaciones del metal valioso, porque con este un tratamiento se evita contaminar el medio ambiente, siendo este un punto muy importante.

CAPITULO VI

FUENTE DE INFORMACIÓN

6.1 Referencias Bibliográficas

- Alberdi, J. (1969). *Metodología de investigación por muestreo*. (Euroamérica, Ed.) Católica.
- Allan, G., & Woodcock, J. (2001). Una revisión de la flotación de oro nativo y electro. *Minerals Engineering*, 14(9), pp 931-962. doi:[https://doi.org/10.1016/S0892-6875\(01\)00103-0](https://doi.org/10.1016/S0892-6875(01)00103-0)
- Carrasco, S. (2006). *Metodología de la Investigación Científica*. Lima: San Marcos.
- Celep, O., Yazici, E., Kuzu, M., & Deveci, H. (2019). Effect of ultra-fine grinding on extraction of gold and silver from a refractory flotation tailings by cyanide leaching. *26 th International Mining Congress and Exhibition of Turkey*. Antalya. Recuperado el 19 de Junio de 2020, de https://www.researchgate.net/publication/332720319_EFFECT_OF_ULTRA-FINE_GRINDING_ON_EXTRACTION_OF_GOLD_AND_SILVER_FROM_A_REFRACTORY_FLOTATION_TAILINGS_BY_CYANIDE_LEACHING
- Chryssoulis, S., Venter, D., & Dimov, S. (2003). Mineralogical Investigation of Gold Ores. En A. Mike, *Gold Ore Processing: Project Development and Operations* (págs. pp. 57-93). Elsevier. Recuperado el 3 de Julio de 2020, de https://books.google.com.pe/books?id=mN5xCQAAQBAJ&dq=Chryssoulis,+S.,+Venter,+D.+and+Dimov,+S.,+On+the+floatability+of+gold+grains&hl=es&source=gbs_navlinks_s
- Conza, F. (2019). Estudio de investigación para recuperar oro y plata con cianuro y gold max de los relaves de flotación. *Tesis de grado*. Universidad Nacional de San Agustín, Arequipa. Recuperado el 22 de Junio de 2020, de <http://repositorio.unsa.edu.pe/bitstream/handle/UNSA/6630/IMcopefe.pdf?sequence=1&isAllowed=y>

- Cruz, N., Peng, Y., Wightman, E., & Xu, N. (2015). The interaction of pH modifiers with kaolinite in copper-gold flotation. *Minerals Engineering*, 84, pp. 27-33., doi:<https://doi.org/10.1016/j.mineng.2015.09.019>
- Estrada, A. (2012) Diseño de proceso para recuperar oro y plata desde el deposito de relaves de minera meridian. *Tesis para titulo profesional* de ingeniero civil en metalurgia extractiva. Pontifica Universidad Catolica de Valparaiso.
- Fantone, I. (2015). A flow-sheet approach to the issue of sulfide-rich tailings. *Ph.D. Thesis*. Università degli Studi di Milano Statale, Milan. Obtenido de https://air.unimi.it/retrieve/handle/2434/363953/545328/phd_unimi_R10113.pdf
- Fernandez, C. (2014). *Metodologia de la investigación*. Mexico D.F: Mc Gram Hill .
- Ficeriova, J., Balaz, P., Dutkova, E., & Gock, E. (2008). Leaching of Gold and Silver from Crushed Au-Ag Wastes. *The Open Chemical Engineering Journal*. Recuperado el 14 de Junio de 2020, de <https://benthamopen.com/contents/pdf/TOCENGJ/TOCENGJ-2-6.pdf>
- Guerrero M. (2011). *Cinética flotación en procesos metalúrgicos de remolienda de mixtos*.
- Hernández, R., Fernández, C., & Baptista, M. (2010). *Metodología de la Investigación* (Quinta ed.). Mexico: McGraw-Hill.
- Huaman, R. (2017). Implementación de una planta metalúrgica para el tratamiento de minerales de oro de acopio y propios aplicando el proceso de cianuración en la ciudad de Chala. *Tesis para titulo profesional*. Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa, Arequipa. Obtenido de <http://repositorio.unsa.edu.pe/bitstream/handle/UNSA/2397/IMhuarre.pdf?sequence=1&isAllowed=y>
- Klimpel, R. (1999). Industrial experiences in the evaluation of various flotation reagent schemes for the recovery of gold. *Mining, Metallurgy & Exploration*, 16(1), pp. 1-11.

doi:<https://doi.org/10.1007/BF03402850>

Kumar, C. (2003). *Chemical Metallurgy*. Weinheim: Wiley-VCH Verlag GmbH & Co. KGaA.,

La Brooy, S. L., & Walker, G. (1994). Review of gold extraction from ores. *Minerals Engineering*, 7(10), 1213-1241. doi:[https://doi.org/10.1016/0892-6875\(94\)90114-7](https://doi.org/10.1016/0892-6875(94)90114-7)

Marsden, J., & House, I. (2006). *The Chemistry of Gold Extraction*. (SME, Ed.)

Misari C., F. (2010). *Metalurgia del Oro*. Lima: San Marcos E.I.R.L.

Monhemius, A., Hedjazi, F., & Saeedi, H. (2019). Flotation and leaching at Anglo Asian Mining's Gedabek gold and copper mine in Azerbaijan. *Anglo Asian Mining plc*. Recuperado el 23 de Junio de 2020, de https://www.angloasianmining.com/wp-content/uploads/2019/09/TECH_PAPER_2.pdf

Morales, E. (2016). Extracción de plata y oro del relave sulfurado de la Minera Santa Fe por lixiviación con adición de peróxido de hidrógeno y acetato de plomo . *Tesis para titulo profesional*. Universidad Nacional Mayor de San Marcos, Lima. Obtenido de <https://core.ac.uk/download/pdf/323345207.pdf>

Murray, A. (2015). A Fundamental Study of Copper and Cyanide Recovery from Gold Tailings by Sulfidisation. *Tesis de Grado de Doctor en Filosofía*. Western Australian School of Mines - Universidad Curtin, Bentley. Obtenido de https://espace.curtin.edu.au/bitstream/handle/20.500.11937/1799/234250_Simons%20Andrew%202015.pdf?sequence=2

Nadeif, A., Taha, Y., Bouzahzah, H., Hakkou, R., & Benzaazoua, M. (2019). Desulfurization of the Old Tailings at the Au-Ag-Cu Tiouit Mine (Anti-Atlas Morocco). *Minerals*, 401(9), 1-15. doi:[doi:10.3390/min9070401](https://doi.org/10.3390/min9070401)

Sceresini, B. (1992). *Patente n° US5427606A*. Obtenido de <https://patents.google.com/patent/US5427606A/en>

Tapara, R. (2018). Evaluación técnica para la implementación del tratamiento de relaves

mineros en tanque de agitación en el proyecto seis diamantes, la Rinconada. *Tesis para título profesional*. Universidad Nacional del Altiplano, Puno. Obtenido de http://repositorio.unap.edu.pe/bitstream/handle/UNAP/6404/Tapara_Velarde_Raul.pdf?sequence=1&isAllowed=y

Teague, A., Van, J., & Swaminthan, C. (1999). A conceptual model for gold flotation. *Minerals Engineering*, 12(9), pp.1001-1019. doi:[https://doi.org/10.1016/S0892-6875\(99\)0087-4](https://doi.org/10.1016/S0892-6875(99)0087-4)

Woodcock, J., Henley, K., & Cathro, K. (1976). *The metallurgy of gold and silver with reference to other precious metals* (9th ed. ed.). Glenside: Australian Mineral Foundation.

ANEXOS

A-1. Principales equipos proceso seleccionado

Tabla A-1. *Equipos Principales Utilizados En El Proceso Seleccionado*

Equipo	Cantidad	Características	Área	Costo Total (US\$)
Molino SAG	1	Marca: Svedala; Tamaño: 15,5' x 25,5'	Molienda	1.300.000
Estanque Solución Molino	1	Volumen Útil : 700 m ³	Molienda	40.000
Bomba Solución Molino	2	100 HP	Molienda	24.000
Bomba Molino SAG	2	300 HP	Molienda	55.000
Ciclón	6	DS15LB, 15"	Molienda	240.000
Bomba de Piso Molino SAG	1	20 HP	Molienda	20.000
Espesador de Molienda	1	Tipo: Alta Capacidad; Diámetro: 16 m; Tasa de Espesamiento: 0,02 m ² /tpd; Velocidad de Sedimentación: 23 cm/min; % Sólido en la Descarga: 50%	Molienda	270.000
Bomba de Descarga Espesador de Molienda	2	100 HP	Molienda	24.000
Bomba de Impulsión a Estanque de Solución No Clarificada	2	30 HP	Molienda	30.000
Estanque de Lixiviación	6	Volumen Útil: 933 m ³ ; Tiempo de Residencia: 24 h	Lixiviación	285.000
Agitador Estanque de Lixiviación	6	60 HP	Lixiviación	175.000
Espesador CCD	4	Tipo: Alta Capacidad; Diámetro: 12,2 m; Tasa de Espesamiento: 0,032 m ² /tpd; Velocidad de Sedimentación: 25 cm/min	CCD	1.050.000
Bomba Espesador	4	60 HP	CCD	23.000
Bomba de Descarga CCD	8	15 HP	CCD	142.000
Bomba Impulsión Overflow CCD a Estanque Molino	2	60 HP	CCD	47.000
Filtro Banda	5	Área Total de Filtración: 297 m ² ; Tasa de Filtración: 0,85 t/h/m ²	Filtrado	2.000.000
Estanque Pulmón Alimentación Filtros	1	Volumen Útil 634 m ³	Filtrado	275.000
Agitador Estanque Pulmón Alimentación Filtros	1	50 HP	Filtrado	75.000

Estanque de Solución sin Clarificar	1	Volumen Útil: 750 m ³	Precipitación	40.000
Clarificador Lamella	1	Flujo de Diseño: 100 m ³ /h	Precipitación	200.000
Bomba Alimentación Filtros Clarificadores	2	100 HP	Precipitación	24.000
Estanque de Solución Rica	1	Volumen Útil: 700 m ³	Precipitación	40.000
Bomba de Solución Rica	2	25 HP	Precipitación	14.000
Torre Desaireadora	1	Área 4,5 m ² ; Volumen 30,1 m ³	Precipitación	35.000
Bomba Alimentación Precipitado	2	140 HP	Precipitación	30.000
Filtro Prensa	5	Flujo Máximo por Filtro: 130 m ³ /h	Precipitación	250.000
Bomba de Vacío Desaireadora	1	15 HP	Precipitación	20.000
Bomba Solución Barren	2	75 HP	Precipitación	25.000
Estanque de Preparación de Floculante	1	Capacidad Útil 25 m ³	Planta de Floculantes	28.000
Agitador de Estanque Preparación Floculante	1	15 HP	Planta de Floculantes	22.000
Bomba de Traspaso a Estanque de Almacenamiento	1	15 HP	Planta de Floculantes	18.000
Estanque de Almacenamiento Floculante	1	Capacidad Útil 37 m ³	Planta de Floculantes	35.000
Agitador de Estanque Almacenamiento Floculante	1	15 HP	Planta de Floculantes	22.000
Estanque Preparación Cianuro	1	Capacidad Útil 32 m ³	Planta Preparación NaCN	33.000
Estanque Almacenamiento Cianuro	1	Capacidad Útil 40 m ³	Planta Preparación NaCN	38.000
COSTO TOTAL EQUIPOS:				6.949.000
Equipo	Cantidad	Características	Área	Costo Total (US\$)
Molino SAG	1	Marca: Svedala; Tamaño: 15,5' x 25,5'	Molienda	1.300.000
Estanque Solución Molino	1	Volumen Útil : 700 m ³	Molienda	40.000
Bomba Solución Molino	2	100 HP	Molienda	24.000
Bomba Molino SAG	2	300 HP	Molienda	55.000
Ciclón	6	DS15LB, 15"	Molienda	240.000
Bomba de Piso Molino SAG	1	20 HP	Molienda	20.000
Espesador de Molienda	1	Tipo: Alta Capacidad; Diámetro: 16 m; Tasa de	Molienda	270.000

		Espesamiento: 0,02 m ² /tpd; Velocidad de Sedimentación: 23 cm/min; % Sólido en la Descarga: 50%		
Bomba de Descarga Espesador de Molienda	2	100 HP	Molienda	24.000
Bomba de Impulsión a Estanque de Solución No Clarificada	2	30 HP	Molienda	30.000
Estanque de Lixiviación	6	Volumen Útil: 933 m ³ ; Tiempo de Residencia: 24 h	Lixiviación	285.000
Agitador Estanque de Lixiviación	6	60 HP	Lixiviación	175.000
Espesador CCD	4	Tipo: Alta Capacidad; Diámetro: 12,2 m; Tasa de Espesamiento: 0,032 m ² /tpd; Velocidad de Sedimentación: 25 cm/min	CCD	1.050.000
Bomba Espesador	4	60 HP	CCD	23.000
Bomba de Descarga CCD	8	15 HP	CCD	142.000
Bomba Impulsión Overflow CCD a Estanque Molino	2	60 HP	CCD	47.000
Filtro Banda	5	Área Total de Filtración: 297 m ² ; Tasa de Filtración: 0,85 t/h/m ²	Filtrado	2.000.000
Estanque Pulmón Alimentación Filtros	1	Volumen Útil 634 m ³	Filtrado	275.000
Agitador Estanque Pulmón Alimentación Filtros	1	50 HP	Filtrado	75.000
Estanque de Solución sin Clarificar	1	Volumen Útil: 750 m ³	Precipitación	40.000
Clarificador Lamella	1	Flujo de Diseño: 100 m ³ /h	Precipitación	200.000
Bomba Alimentación Filtros Clarificadores	2	100 HP	Precipitación	24.000
Estanque de Solución Rica	1	Volumen Útil: 700 m ³	Precipitación	40.000
Bomba de Solución Rica	2	25 HP	Precipitación	14.000
Torre Desaireadora	1	Área 4,5 m ² ; Volumen 30,1 m ³	Precipitación	35.000
Bomba Alimentación Precipitado	2	140 HP	Precipitación	30.000
Filtro Prensa	5	Flujo Máximo por Filtro: 130 m ³ /h	Precipitación	250.000
Bomba de Vacío Desaireadora	1	15 HP	Precipitación	20.000
Bomba Solución Barren	2	75 HP	Precipitación	25.000
Estanque de Preparación de Floculante	1	Capacidad Útil 25 m ³	Planta de Floculantes	28.000
Agitador de Estanque Preparación Floculante	1	15 HP	Planta de Floculantes	22.000
Bomba de Traspaso a Estanque de Almacenamiento	1	15 HP	Planta de Floculantes	18.000

Estanque de Almacenamiento Floculante	1	Capacidad Útil 37 m ³	Planta de Floculantes	35.000
Agitador de Estanque Almacenamiento Floculante	1	15 HP	Planta de Floculantes	22.000
Estanque Preparación Cianuro	1	Capacidad Útil 32 m ³	Planta Preparación NaCN	33.000
Estanque Almacenamiento Cianuro	1	Capacidad Útil 40 m ³	Planta Preparación NaCN	38.000
COSTO TOTAL EQUIPOS:				6.949.000

Nota: fuente información obtenida (Estrada A, 2012).

A-1: Matriz de consistencia

PROBLEMA	OBJETIVOS	HIPÓTESIS	VARIABLE	METODOLOGÍA	POBLACIÓN Y MUESTRA
General	General	General	Independiente		
¿Cuál será el efecto en la recuperación de oro en concentrado de cobre de antiguos depósitos de relaves de la empresa de Comindus utilizando reactivos Royal Chemical?	Determinar el efecto en la recuperación de oro en concentrado de cobre de antiguos depósitos de relaves de la empresa de Comindus utilizando reactivos Royal Chemical.	El efecto en la recuperación de oro en concentrado de cobre de antiguos depósitos de relaves de la empresa de Comindus es significativo utilizando reactivos Royal Chemical	Recuperación de oro en concentrado de cobre		
Específico	Específico	Específico	Dependiente		
<ul style="list-style-type: none"> ¿Cuál será el efecto en la recuperación de oro en concentrado de cobre con la formación de compósitos de los antiguos depósitos de relaves de la empresa de Comindus utilizando reactivos Royal Chemical? ¿Cuál será la influencia en la recuperación de oro en concentrado de cobre con el análisis granulométrico la medida de ley de mineral de los antiguos depósitos de relave de la empresa de Comindus utilizando reactivos Royal Chemical? ¿Cuál será la influencia en la recuperación de oro en el concentrado cobre con la caracterización mineralógica de los antiguos depósitos de relave de la empresa de Comindus utilizando reactivos Royal Chemic 	<ul style="list-style-type: none"> Determinar el efecto en la recuperación de oro en concentrado de cobre con la formación de compósitos de los antiguos depósitos de relaves de la empresa de Comindus utilizando reactivos Royal Chemical. Determinar la influencia en la recuperación de oro en concentrado de cobre con el análisis granulométrico de los antiguos depósitos de relave de la empresa de Comindus utilizando reactivos Royal Chemical. Determinar la influencia en la recuperación de oro en el concentrado cobre con la caracterización mineralógica de los antiguos depósitos de relave de la empresa de Comindus utilizando reactivos Royal Chemical. 	<ul style="list-style-type: none"> El efecto en la recuperación de oro en concentrado de cobre es significativo con la formación de compósitos de los antiguos depósitos de relaves de la empresa Comindus utiliza reactivos Royal Chemical. La influencia en la recuperación de oro en concentrado de cobre es significativa con el análisis granulométrico de los antiguos depósitos de relave de la empresa de Comindus utilizando reactivos Royal Chemical. La influencia en la recuperación de oro en concentrado de cobre es significativa con la caracterización mineralógica de los antiguos depósitos de relave de la empresa Comindus utiliza reactivos Royal Chemical. 	Antiguos depósitos de relaves	La investigación es netamente experimental, ya que para la obtención de datos se realizarán pruebas en laboratorio	<p>Población: La población es de los relaves de la antigua relavera de Comindus de dicha empresa.</p> <p>Muestra: es el mineral de oro en los concentrados de cobre en los depósitos de los relaves de la antigua Relavera de Comindus de dicha empresa minera</p>