



การนำกลับโลหะจากดrossของโลหะผสมระหว่าง ดีบุก เงิน และทองแดง

Recovery of Metals from Dross of Sn-Ag-Cu (SAC) Alloy

พิชัย แก้วบุญทอง

Pichai Kaewboonthong

วิทยานิพนธ์นี้สำหรับการศึกษาตามหลักสูตรปริญญา
วิศวกรรมศาสตรมหาบัณฑิต สาขาวิชาวิศวกรรมวัสดุ
มหาวิทยาลัยสงขลานครินทร์

A Thesis Submitted in Fulfillment of the Requirements for the Degree of
Master of Engineering in Materials Engineering
Prince of Songkla University

2556

ลิขสิทธิ์ของมหาวิทยาลัยสงขลานครินทร์



การนำกลับโลหะจากดrossของโลหะผสมระหว่าง ดีบุก เงิน และทองแดง

Recovery of Metals from Dross of Sn-Ag-Cu (SAC) Alloy

พิชัย แก้วบุญทอง

Pichai Kaewboonthong

วิทยานิพนธ์นี้สำหรับการศึกษาตามหลักสูตรปริญญา
วิศวกรรมศาสตรมหาบัณฑิต สาขาวิชาวิศวกรรมวัสดุ
มหาวิทยาลัยสงขลานครินทร์

A Thesis Submitted in Fulfillment of the Requirements for the Degree of
Master of Engineering in Materials Engineering
Prince of Songkla University

2556

ลิขสิทธิ์ของมหาวิทยาลัยสงขลานครินทร์

(รองศาสตราจารย์ ดร.ธีระพล ศรีชนะ)

คณบดีบัณฑิตวิทยาลัย

.....
ขอรับรองว่า ผลงานวิจัยนี้เป็นผลมาจากการศึกษาวิจัยของนักศึกษาเอง และขอแสดงความขอบคุณบุคคลที่มี
ส่วนเกี่ยวข้อง

ลงชื่อ.....

(ผู้ช่วยศาสตราจารย์ ดร.รัชชัย ปูลูกผล)

อาจารย์ที่ปรึกษาวิทยานิพนธ์

ลงชื่อ.....

(นายพิชัย แก้วบุญทอง)

นักศึกษา

ข้าพเจ้าขอรับรองว่า ผลงานวิจัยนี้ไม่เคยเป็นส่วนหนึ่งในการอนุมัติปริญญาในระดับใดมาก่อน และ ไม่ได้ถูกใช้ในการยื่นขออนุมัติปริญญาในขณะนี้

ลงชื่อ.....

(นายพิชัย แก้วบุญทอง)

นักศึกษา

ชื่อวิทยานิพนธ์	การนำกลับโลหะจากครีออสของโลหะผสมระหว่าง ดีบุก เงิน และ ทองแดง
ผู้เขียน	นาย พิชัย แก้วบุญทอง
สาขาวิชา	วิศวกรรมวัสดุ
ปีการศึกษา	2556

บทคัดย่อ

งานวิจัยนี้มีวัตถุประสงค์เพื่อการศึกษาการนำกลับโลหะจากครีออสของโลหะผสมระหว่าง ดีบุก เงิน และ ทองแดง โดยมีวิธีการนำกลับคืน 2 ขั้นตอน คือ ขั้นตอนที่ 1 นำครีออสปฐมภูมิผสมกับแคลบบด ให้ความร้อนเพื่อให้เกิดปฏิกิริยา ใช้กระบวนการบีบคั้นจนทำให้น้ำโลหะออกมา ในขั้นตอนนี้ได้ศึกษาผลของอุณหภูมิและปริมาณของแคลบบดในการนำกลับคืนโลหะผสม โดยใช้อุณหภูมิ 400, 450 และ 500 องศาเซลเซียส ใช้จำนวนแคลบบด 0 ถึง 150 กรัม ต่อ 2 กิโลกรัม ครีออสปฐมภูมิ ในขั้นตอนนี้จะสามารถนำกลับคืนโลหะมากที่สุดประมาณ 73.13 เปอร์เซ็นต์ ที่อุณหภูมิ 450 องศาเซลเซียส เติมแคลบบดในอัตราส่วน 50 กรัมต่อ 2 กิโลกรัมครีออสปฐมภูมิ ในขั้นตอนที่ 2 จะนำครีออสทุติยภูมิผสมกับโซเดียมไฮดรอกไซด์ แล้วเผาเพื่อสกัดโลหะออกจากครีออสทุติยภูมิ โดยศึกษาอัตราส่วนผสมของครีออสทุติยภูมิกับโซเดียมไฮดรอกไซด์ที่ 1:0.5, 1:1 และ 1:1.5 ในขั้นตอนนี้สามารถนำกลับคืนโลหะผสมได้มากที่สุดประมาณ 99.9 เปอร์เซ็นต์ เมื่อใช้อัตราส่วนของครีออสทุติยภูมิต่อโซเดียมไฮดรอกไซด์ที่ 1:1 (100 กรัมต่อ 100 กรัม โดยน้ำหนัก) โลหะผสมที่ได้จะมีโลหะเงินอยู่ประมาณ 2.6 wt % โลหะผสมที่ได้ในสองขั้นตอนนี้สามารถนำกลับเข้าสู่กระบวนการผลิตได้ ส่วนใน Filtrate และ Fine suspended มีธาตุดีบุกเป็นหลัก ส่วนอนุมูลเงินมีเหลืออยู่ในปริมาณที่น้อยมากใน Filtrate

Thesis Title	Recovery of metal from dross of Sn-Ag-Cu (SAC) alloy
Author	Mr. Pichai Kaewboonthong
Major Program	Materials Engineering
Academic Year	2013

Abstract

The purpose of this research work was to study the recovery of metal from dross of Sn-Ag-Cu (SAC) alloy by using primary and secondary recovery processes. The primary recovery process was heating and mechanical squeezing of the mixture of SAC dross and rice husk. Rice husk was used as additive substance in the metal extraction process. The effects of temperature and quantity of rice husk addition on the recovery of metal were investigated. The experiments were performed at temperatures of 400, 450 and 500 °C. The amount of rice husk mixed with the SAC dross was in the range of 0 – 150 grams per 2 kilogram of dross. It was evidenced from the experiments that rice husk enhanced the recovery of metal from the SAC dross. The optimum metal recovery of approximately 73 % was achieved by employing the extraction temperature of 450 °C and the rice husk addition in the amount of 50 grams per 2 kilogram of dross. The secondary recovery process was fusion of the remaining from the primary recovery process (i.e. the secondary dross) with sodium hydroxide. The fused mixture was leached with warm water and the metal was recovered. The experiments were performed by using the mixing ratios of secondary dross to sodium hydroxide of 1:0.5, 1:1 and 1:1.5. The optimum metal recovery of approximately 99.9 % was achieved when using the 1:1 ratio. The recovered metal was consisted of 2.6 wt. % silver. The filtrate and the fine suspended from the secondary recovery process contained small amount of tin. The silver ion content in the filtrate was very low.

กิตติกรรมประกาศ

วิทยานิพนธ์นี้จะสำเร็จลุล่วงไปได้ด้วยดีต้องขอขอบคุณ บริษัทไทยแลนด์สแมตติ้งแอนคี่รีไฟนิ่ง จำกัด จังหวัด ภูเก็ต ที่ให้ความอนุเคราะห์วัสดุดิบและเครื่องมือในการวิเคราะห์ ตลอดจนถึงเจ้าหน้าที่วิเคราะห์ทุกท่าน ที่วิเคราะห์ตัวอย่างต่าง ๆ ให้เป็นอย่างดี

ขอขอบพระคุณ ที่ปรึกษาวิทยานิพนธ์หลัก และที่ปรึกษาวิทยานิพนธ์ร่วมทุกท่านที่ให้คำแนะนำที่ดีเสมอมา ไม่ว่าจะเป็นเรื่องเรียนหรือเรื่องการทดลอง ตลอดจนเจ้าหน้าที่ ภาควิชาวิศวกรรมเหมืองแร่และวัสดุ ที่อำนวยความสะดวกในการดำเนินเรื่องเอกสารต่าง ๆ

ท้ายที่สุดขอขอบพระคุณ ครอบครัว ที่คอยให้กำลังใจ ให้ความช่วยเหลือ แนะนำ ให้วิทยานิพนธ์นี้สำเร็จลุล่วงไปได้ด้วยดี

พิชัย แก้วบุญทอง

สารบัญ

	หน้า
บทคัดย่อ	v
กิตติกรรมประกาศ	vii
สารบัญ	viii
รายการตาราง	x
รายการรูป	xi
บทที่	
1. บทนำ	1
1.1 ความเป็นมาและความสำคัญของหัวข้อวิจัย	
1.2 ทฤษฎีและหลักการ	1
1.2.1 กระบวนการทางโลหกรรมละลาย (Hydrometallurgical process)	2
1.2.2 กระบวนการทางความร้อน (Pyrometallurgical process)	6
1.2.3 กระบวนการทางชีววิทยา (Biological process)	6
1.3 การตรวจสอบเอกสารและงานวิจัยที่เกี่ยวข้อง	6
1.4 วัตถุประสงค์ของโครงการ	16
1.5 ขอบเขตของการวิจัย	16
1.6 ประโยชน์ที่คาดว่าจะได้รับ	16
1.7 สถานที่ทำวิจัย	17
2. วิธีการวิจัย	
2.1 วัสดุและสารเคมี	18
2.2 เครื่องมือและอุปกรณ์	27
2.3 การออกแบบการทดลองและวิธีการทดลอง	
2.3.1 ศึกษาผลของอัตราส่วนผสมของแคลบดต่อการนำกลับคืนหรือสปรัมภูมิ	29
2.3.2 ศึกษาผลของอุณหภูมิต่อการนำกลับคืนหรือสปรัมภูมิ	29
2.3.3 ศึกษาผลของอัตราส่วนผสมของโซเดียมไฮดรอกไซด์ต่อการนำกลับคืนหรือสตุติภูมิ	29
2.4 ขั้นตอนการดำเนินการวิจัยโดยสรุป	31

สารบัญ (ต่อ)

	หน้า
3. ผลการทดลองและวิเคราะห์ผลการทดลอง	
3.1 ขั้นตอนการสกัดโลหะด้วยเกลบบด	32
3.1.1 ผลของอุณหภูมิที่มีผลต่อการนำกลับคืนโลหะ	32
3.1.2 ผลของอัตราส่วนผสมระหว่างเครื่องสปฐุมภูมิและเกลบบดที่มีผลต่อ การนำกลับโลหะ	33
3.2 ขั้นตอนการเผาหรือสทุดิยภูมิกับโซเดียมไฮดรอกไซด์	33
3.2.1 ผลของอัตราส่วนผสมระหว่างเครื่องสทุดิยภูมิกับโซเดียมไฮดรอกไซด์ครั้งที่ 1	33
3.2.2 ผลของอัตราส่วนผสมระหว่างเครื่องสทุดิยภูมิกับโซเดียมไฮดรอกไซด์ครั้งที่ 2	34
4. บทสรุปและข้อเสนอแนะ	41
4.1 สรุปผล	41
4.2 ข้อเสนอแนะ	42
บรรณานุกรม	43
ภาคผนวก	47
ประวัติผู้เขียน	82

รายการตาราง

ตารางที่	หน้า
ตารางที่ 2.1 ผลวิเคราะห์เคมีของครีออสปฐุมภูมิ	18
ตารางที่ 2.2 ผลวิเคราะห์องค์ประกอบเคมีของครีออสปฐุมภูมิ	18
ตารางที่ 2.3 เปอร์เซนต์ความชื้นของครีออสปฐุมภูมิ	20
ตารางที่ 2.4 ปริมาณธาตุที่อยู่ในแกลบ	24
ตารางที่ 2.5 องค์ประกอบโซเดียมไฮดรอกไซด์	24
ตารางที่ 2.6 ผลวิเคราะห์เคมีของครีออสทุติยภูมิ	25
ตารางที่ 2.7 อัตราส่วนผสมของครีออสทุติยภูมิกับโซเดียมไฮดรอกไซด์ ครั้งที่ 1	30
ตารางที่ 2.8 อัตราส่วนผสมของครีออสทุติยภูมิกับโซเดียมไฮดรอกไซด์ ครั้งที่ 2	30
ตารางที่ 3.1 ผลการนำกลับคืนโลหะผสมจากครีออสปฐุมภูมิ	33
ตารางที่ 3.2 Balance ของอัตราส่วนผสมระหว่างครีออสทุติยภูมิกับโซเดียมไฮดรอกไซด์ ที่ 1:0.5	37
ตารางที่ 3.3 Balance ของอัตราส่วนผสมระหว่างครีออสทุติยภูมิกับโซเดียมไฮดรอกไซด์ ที่ 1:1	37
ตารางที่ 3.4 Balance ของอัตราส่วนผสมระหว่างครีออสทุติยภูมิกับโซเดียมไฮดรอกไซด์ ที่ 1:1.5	38

รายการรูป

รูปที่	หน้า
รูปที่ 1.1 ปฏิกริยา Leaching	2
รูปที่ 1.2 กระบวนการ Bayer Process	5
รูปที่ 2.1 ลักษณะของครี้อสปฐุมภูมิ	18
รูปที่ 2.2 จุดหลอมเหลวของออกไซด์ครี้อสปฐุมภูมิด้วยเครื่อง DTA	21
รูปที่ 2.3 ลักษณะของโลหะในครี้อสปฐุมภูมิโดยเครื่อง SEM	21
รูปที่ 2.4 ธาตุที่พบในโลหะของครี้อสปฐุมภูมิ	22
รูปที่ 2.5 ลักษณะของครี้อสปฐุมภูมิโดยเครื่อง SEM	22
รูปที่ 2.6 ธาตุที่พบในครี้อสปฐุมภูมิ	23
รูปที่ 2.7 ลักษณะของเกลบบบด	23
รูปที่ 2.8 ลักษณะของครี้อสปฐุมภูมิ	25
รูปที่ 2.9 การกระจายตัวของอนุภาคของครี้อสปฐุมภูมิ	26
รูปที่ 2.10 เครื่องสกัดโลหะแบบจำลอง	27
รูปที่ 2.11 เครื่องสกัดโลหะ	27
รูปที่ 2.12 อุปกรณ์ที่ใช้ในการเผาโซเดียมไฮดรอกไซด์กับครี้อสปฐุมภูมิ	28
รูปที่ 2.13 ขั้นตอนการดำเนินการวิจัยโดยสรุป	31
รูปที่ 3.1 ความสัมพันธ์ระหว่างการนำกลับคืนโลหะจากครี้อสปฐุมภูมิกับเกลบบบด (โดยใช้ครี้อสปฐุมภูมิ 2 กิโลกรัมต่อเกลบบบด ที่ 50, 100 และ 150 กรัม)	32
รูปที่ 3.2 ความสัมพันธ์ระหว่างอัตราส่วนผสมกับเปอร์เซ็นต์ดีบุกในสารละลาย	34
รูปที่ 3.3 ความสัมพันธ์ระหว่างอัตราส่วนผสมกับเปอร์เซ็นต์โลหะดีบุก เงิน และทองแดงใน Fine suspended	35
รูปที่ 3.4 ลักษณะของ Matte	36
รูปที่ 3.5 ลักษณะของ Fine suspended	36
รูปที่ 3.6 การนำกลับคืนโลหะที่อัตราส่วนผสม 1: 0.5	38
รูปที่ 3.7 การนำกลับคืนโลหะที่อัตราส่วนผสม 1: 1	39
รูปที่ 3.8 การนำกลับคืนโลหะที่อัตราส่วนผสม 1: 1.5	40

บทที่ 1

บทนำ

1.1 ความเป็นมาและความสำคัญของหัวข้อวิจัย

ในปัจจุบันอุตสาหกรรมอิเล็กทรอนิกส์มีการใช้โลหะผสมระหว่างดีบุก เงิน และทองแดง ในการบัดกรี (Soldering) ซึ่งโลหะชนิดนี้มีคุณสมบัติด้าน Solder ability ที่ดี เนื่องจากปริมาณการใช้โลหะผสมชนิดนี้มากขึ้นประกอบกับราคาที่สูง ดังนั้นจึงมีกระบวนการนำกลับโลหะผสมมาใช้ใหม่จากเศษวัสดุที่ใช้แล้ว เช่น แผงวงจรอิเล็กทรอนิกส์ พิล์มเอกซเรย์ เป็นต้น ซึ่งงานวิจัยนี้สนใจที่จะแยกโลหะผสมออกจากครีเอตของวัสดุผสมระหว่าง ดีบุก เงิน และทองแดง ซึ่งเป็นวัสดุที่เหลือจากกระบวนการผลิตโลหะบัดกรีไร้สารตะกั่ว จึงมีแนวความคิดที่จะนำกลับ (Recovery) โลหะผสม โดยการศึกษากรรมวิธีที่จะสามารถแยกโลหะผสมออกจากครีเอต

กระบวนการเกิดครีเอต เป็นกระบวนการที่โลหะหลอมเหลวแล้วโลหะนั้นสัมผัสกับอากาศ เกิดเป็นโลหะออกไซด์ ลอยอยู่บนผิวหน้าของโลหะ เรียกว่า ครีเอต โลหะดีบุกผสมบัดกรีไร้สารตะกั่วที่นำมาวิจัยนี้เป็นโลหะผสมระหว่าง ดีบุก เงิน และทองแดง ซึ่งเรียกในทางการค้าว่า SAC Alloy ตัวอย่างเช่น SAC305, SAC405 และ SAC0307 เป็นต้น ซึ่งครีเอตชนิดนี้ได้นำมาจากบริษัทไทยแลนด์สเมตติ้งแอนดรีไฟนิง จำกัด จ.ภูเก็ต เป็นบริษัทที่มีการถลุงแร่ดีบุกและเพิ่มมูลค่าแร่ดีบุกแห่งเดียวในประเทศไทย

1.2 ทฤษฎีและหลักการ

เนื่องจากปัจจุบัน บริษัทไทยแลนด์สเมตติ้งแอนดรีไฟนิง จำกัด มีกระบวนการถลุงและการทำดีบุกให้บริสุทธิ์และยังมีกระบวนการผลิตวัสดุผสมระหว่างดีบุกกับโลหะอื่น ๆ ด้วย เช่น ดีบุก-ทองแดง-พลวง , ดีบุก-เงิน-ทองแดง และ ดีบุก-ตะกั่ว เป็นต้น ซึ่งในปัจจุบันกระบวนการผลิตได้ขยายตัวมากยิ่งขึ้น ปริมาณการสั่งซื้อโลหะผสมอยู่ระหว่าง 150-200 ตันต่อเดือน ซึ่งหนึ่งในโลหะผสมนั้น คือ โลหะผสมระหว่าง ดีบุก-เงิน-ทองแดง โดยมีปริมาณการขายอยู่ที่ 3-5 ตันต่อเดือน และคาดว่าจะเพิ่มขึ้นอีกในอนาคต งานวิจัยนี้จึงสนใจที่จะนำครีเอตของโลหะผสม ดีบุก-เงิน-ทองแดง มาแยกโลหะผสมกลับคืนเพื่อนำมาใช้ใหม่

กระบวนการที่เกี่ยวข้องกับงานวิจัยนี้มีดังนี้

1.2.1 กระบวนการทางโลหกรรมละลาย (Hydrometallurgical process)

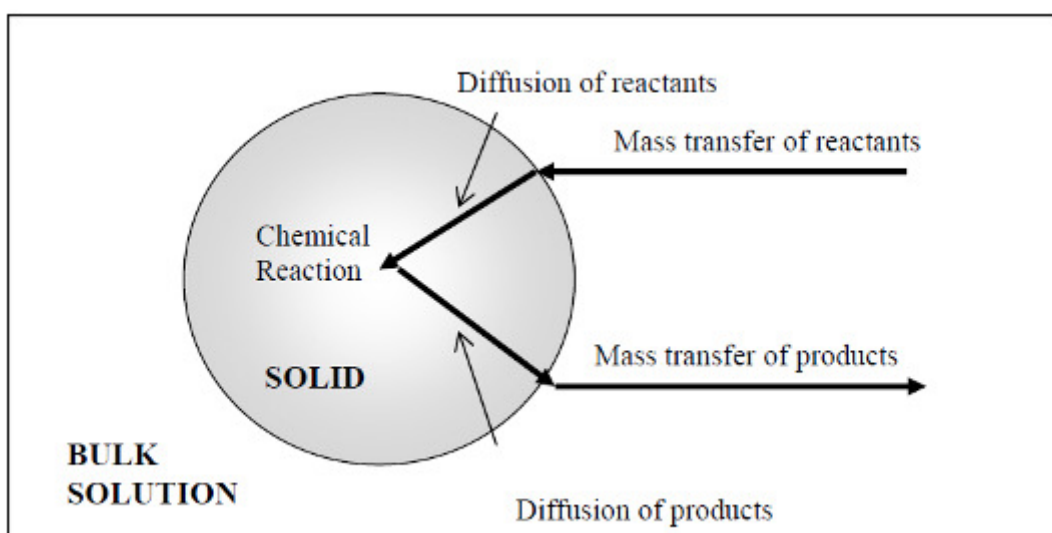
โลหวิทยาการละลาย (Hydrometallurgy) เป็นส่วนหนึ่งของโลหวิทยาว่าด้วยการสกัดและการละลายโลหะ โดยใช้สารละลายหรือสารประกอบอินทรีย์ โดยปกติ กระบวนการละลายในระบบของโลหวิทยาการละลาย ประกอบด้วย 3 ขั้นตอน คือ

ขั้นตอนที่ 1 การแพร่ผ่านของสารตั้งต้นผ่านผลผลิตของแข็ง (Product layer) หรือผ่านชั้นของสารละลาย (Boundary layer)

ขั้นตอนที่ 2 การเกิดปฏิกิริยาเคมี หรือเรียกว่า ปฏิกิริยาที่ผิว (Surface reaction)

ขั้นตอนที่ 3 การแพร่ของผลผลิตที่ละลายได้ออกจากผิวที่ทำปฏิกิริยา

หนึ่งในขั้นตอนเหล่านี้เป็นขั้นตอนที่ช้าที่สุด จะเป็นขั้นตอนที่ควบคุมอัตราเร็วในการเกิดปฏิกิริยา (Rate-limiting step) ดังรูปที่ 1.1 เพื่อทำของแข็งให้เปลี่ยนสภาพเป็นสารละลายแล้วจะใช้กระบวนการดังต่อไปนี้



รูปที่ 1.1 ปฏิกิริยากระบวนการ Leaching (ชีระพันธ์ พิมพ์ทอง ,2542)

- กระบวนการตกตะกอน (Precipitation process)

กระบวนการตกตะกอนเป็นวิธีการที่ง่ายในการแยกโลหะที่ต้องการออกมา หากต้องการโลหะเงินออกมากจะต้องใช้สารเคมี เช่น ไฮดรอกไซด์ (Hydroxide) คลอไรด์ (Chloride) ซัลไฟด์ (Sulfide) เป็นต้น โลหะเชิงซ้อน (Metal complex) ที่เสถียรมากจะไม่สามารถใช้วิธีการนี้ได้

- กระบวนการแยกโดยใช้เมมเบรน (Liquid Membrane Extraction process)

เป็นกระบวนการที่ลงทุนต่ำและใช้พลังงานต่ำ ซึ่งมี Liquid membrane 2 ชนิดคือ

- The supported liquid membrane โดยใช้ Complex agent ทำให้ของเหลวที่มีสารอินทรีย์อยู่ถูกกรองผ่าน Membrane
- Emulsion liquid membrane เป็นกระบวนการแยกวัสดุ 2 ชนิด ที่เข้ากันไม่ได้ ผ่าน Membrane วิธีการนี้มีข้อเสียคือ Encapsulated phos เสียเร็ว เพราะใช้แรงดันออสโมติก Membrane ที่ใช้จะแตกต่างกันขึ้นอยู่กับโลหะที่จะนำกลับคืน เช่น ใช้ Membrane thio PEHPA, DithioPEHPA ในการนำกลับคืนโลหะสังกะสีและทองคำ แต่ในขณะนี้ยังไม่มี Membrane ชนิดไหนที่ใช้ในกระบวนการนำกลับคืนโลหะเงินเลย

- กระบวนการแลกเปลี่ยนไอออน (Ion exchange process)

เป็นกระบวนการที่มีการแลกเปลี่ยนอิเล็กตรอน ระหว่างของแข็ง (Resin) กับของเหลว เช่น กระบวนการล้างรูป (Photographic) ข้อเสียของกระบวนการเหล่านี้คือ Resin ไม่สามารถรับน้ำหนักของโลหะที่มาเกาะได้

- กระบวนการชะละลาย (Leaching process)

1. กระบวนการชะละลายด้วยไซยาไนด์

จะใช้กระบวนการไซยาไนด์ในอุตสาหกรรมแร่ (Ore) เช่น ใช้สกัดเงินโดยจะเกิดเป็น $\text{Ag}(\text{CN})_2^-$ แล้วใช้ Activated คาร์บอน (Carbon-in-pulp) เป็นตัวสกัดออกมา วิธีการนี้มีข้อเสียคือ $\text{Ag}(\text{CN})_2^-$ มีค่า Stability ต่ำ ดังนั้น จึงต้องการความเข้มข้นของไซยาไนด์สูง ซึ่งมีความอันตรายมาก จึงจำเป็นต้องมีความระมัดระวังและควบคุมเป็นอย่างดี ไซยาไนด์ที่ใช้จะต้องมีการบำบัด ก่อนที่จะปล่อยสู่สิ่งแวดล้อม

2. กระบวนการละลายด้วย Thiourea

เป็นกระบวนการใช้ Thiourea ในการสกัดวัสดุมีค่าใน precious metal ores, polymetallic complex, jewelry workshop, exhausted batteries กระบวนการนี้มีศักยภาพมากกว่ากระบวนการชะละลายด้วย Cyanide ปฏิบัติเร็วกว่าไม่ก่อให้เกิดอันตรายต่อสิ่งแวดล้อม ข้อเสียของกระบวนการนี้คือ การควบคุมเงื่อนไขของปฏิกิริยา Oxidation ในระหว่างการชะละลาย (Leaching) ทำได้ยาก

3. กระบวนการชะละลายด้วย Chloride

กระบวนการนี้ใช้เฟอร์ริกคลอไรด์ (FeCl_3) ในการนำกลับคืนโลหะเงิน ถึงแม้ว่าจะใช้เฟอร์ริกคลอไรด์ (FeCl_3) อย่างกว้างขวาง แต่ยังคงพบว่ามีการใช้ CaCl_2 , NaCl , KCl , CuCl_2 อย่างไรก็ตาม โซเดียมคลอไรด์ (NaCl) เป็นสารเคมีที่มีราคาต่ำและเพิ่มมูลค่าความสามารถของการละลายของ AgCl

4. กระบวนการชะละลายด้วย Acid

เป็นกระบวนการที่ใช้กรด เช่น การใช้กรดซัลฟิวริกในการสกัดนิกเกิล และแมกนีเซียมจากแร่ Serpentine สกัดแคดเมียม โครเมียม นิกเกิล สังกะสี จากของเสียจากโรงงาน (Industrial Sludge)

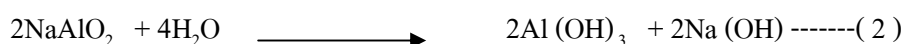
5. การกระบวนการเบเยอร์ (Bayer process)

เป็นกระบวนการสกัดโลหะอลูมิเนียมจากแร่บอกไซต์ ที่คิดค้นโดยวิศวกรชาวออสเตรเลีย และเป็นกรรมวิธีที่ได้รับความนิยมในปัจจุบัน โดยมีกระบวนการต่าง ๆ ดังนี้

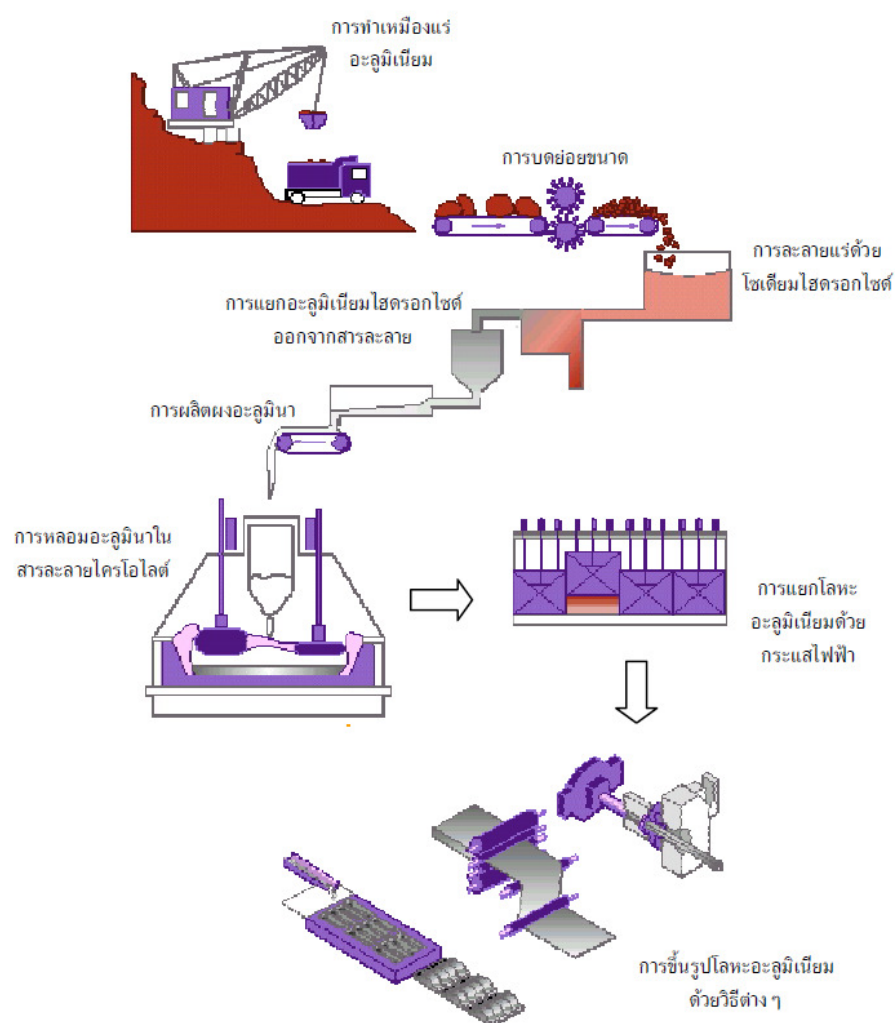
- นำแร่ที่ผ่านการบดละเอียดและอบแห้งไปละลายด้วยโซเดียมไฮดรอกไซด์ (NaOH) ที่อุณหภูมิประมาณ 150 องศาเซลเซียส อลูมินาในแร่จะทำปฏิกิริยากับสารละลายได้โซเดียมอะลูมิเนต (NaAlO_2) ดังแสดงในปฏิกิริยาที่ 1



- นำสารละลายโซเดียมอะลูมิเนตที่ได้จากการกรองไปทำให้เจือจางโดยการเติมน้ำภายในถัง แล้วเติมตัวเร่งการตกผลึก (Seeding agent) เพื่อทำให้เกิดการตกผลึกของโซเดียมไฮดรอกไซด์ ดังในปฏิกิริยาที่ 2



- กรองเอาอะลูมิเนียมไฮดรอกไซด์ออกมาแล้วล้างให้สะอาดจากนั้นจึงนำไปอบที่อุณหภูมิที่ 1200 องศาเซลเซียส จะได้ผงอะลูมินา (Al_2O_3) ซึ่งมีสีขาวดังสมการที่ 3



รูปที่ 1.2 กระบวนการของ Bayer process (กิติพันธ์ บำงยีขัน , 2550)

1.2.2 กระบวนการทางความร้อน (Pyrometallurgical process)

เป็นกระบวนการใช้ความร้อนในการหลอมวัสดุ (Smelting) และทำให้บริสุทธิ์ (Refining) วิธีการนี้สามารถนำกลับคืน โลหะเงินจากแผงวงจรอิเล็กทรอนิกส์ได้ 91 % โดยใช้อุณหภูมิ 1,400 องศาเซลเซียส ข้อเสียของกระบวนการนี้คือ จะต้องเสียค่าใช้จ่ายจำนวนมากในการซื้ออุปกรณ์ เครื่องมือ และจะต้องใช้พลังงาน เวลา จำนวนมาก ทั้งที่ในวัสดุมีโลหะมีค่า ที่จะนำกลับคืนมี ปริมาณต่ำ

1.2.3 กระบวนการทางชีววิทยา (Biological process)

เป็นกระบวนการที่ใช้จุลินทรีย์ (Microbial) ช่วยในกระบวนการแยกโลหะเงิน ซึ่งมีวิธีการ 2 วิธีคือ

- Bioleaching ใช้วัสดุที่มี Sulfides อยู่ทำปฏิกิริยากับจุลินทรีย์
- Biosorption เป็นกระบวนการที่ใช้จุลินทรีย์ (Microbial) ทำปฏิกิริยากับไอออนใน สารละลาย เป็นกระบวนการที่ใช้ค่าใช้จ่ายน้อย

1.3 การตรวจสอบเอกสารและงานวิจัยที่เกี่ยวข้อง

W. Kunda (1981) ศึกษาการนำกลับคืนโลหะเงินจาก silver bearing โดยใช้กระบวนการ Hydrometallurgy มีอยู่ 4 ขั้นตอนคือ

1. ละลายด้วยกรดซัลฟิวริก (H_2SO_4)
2. ตกตะกอน Silver sulphate
3. ละลาย Silver sulphate
4. ทำปฏิกิริยากับไฮโดรเจน

ถ้าใช้วิธีการนี้จะต้องไม่มีโลหะปนเปื้อน วัสดุดิบที่ใช้ในการกลับคืนโลหะเงิน เช่น เศษโลหะจากการทำเครื่องประดับ เหริยญกษาปณ์ วัสดุเหล่านี้สามารถนำกลับคืนเงินได้ 99% ซึ่งเป็นผงโลหะเงิน

Z. Adamski (1984) ศึกษาว่าการใช้ Ferric chloride ในกระบวนการ hydrometallurgy ของนำการกลับคืนโลหะเงิน จากขยะอิเล็กทรอนิกส์ โดยมีการละลายที่อุณหภูมิ 80 องศาเซลเซียส

พฤติกรรมของโลหะเงินในกรดไฮโดรคลอริก (HCl) โดยให้ความต่างศักย์ 0.77 โวลต์ ความเข้มข้นของ $Fe^{3+}/Fe^{2+} = 1$ โดยที่ผิวของโลหะเงินจะไม่ใช้ซิลเวอร์ครอไรต์แต่จะเป็นซิลเวอร์ออกไซด์ เพื่อป้องกันไม่ให้โลหะเงินในสารละลายคลอไรด์กลายเป็น $AgCl_2^-$, $AgCl_3^-$ ในสารละลายมี oxidation potential ต่ำเพราะมี Fe^{3+} ทำให้ความเข้มข้นของโลหะเงินเพิ่มขึ้น

วรรณิ วิริยะยุทธกร และ อรุณี ทับเที่ยง (1984) ศึกษาว่าเมื่อนำน้ำยาล้างรูปที่ใช้แล้วของฟิล์มสี ฟิล์มเอกซเรย์ ฟิล์มขาวดำและสไลด์สีมาแยกคืนธาตุเงินโดยวิธีอิเล็กโทรไลซิส ทั้งจากน้ำยาล้างรูปโดยตรงและจากการทำให้น้ำยาล้างรูปตกตะกอนโลหะเงินเป็นซิลเวอร์ซัลไฟด์และซิลเวอร์ไนด์เรตในที่สุด และใช้อิเล็กโทรดสแตนเลสทั้งคู่เปรียบเทียบกับแคโทดสแตนเลสและแอนโนดคาร์บอน พบว่าน้ำหนักโลหะเงินที่แยกจากน้ำยาล้างรูปโดยตรงจะมากกว่าน้ำหนักโลหะเงินที่ได้จากการนำมาตกตะกอนและเปอร์เซ็นต์ความบริสุทธิ์ของซิลเวอร์ไนด์เรตที่ได้สูงถึง 98 เปอร์เซ็นต์ นอกจากนี้จะมีการสึกกร่อนที่แอนโนดสแตนเลส

มณฑป วัลยะเพชร, ภัคดี ทรงเจริญ, ชรรมนบุญ เขวกิจ และมณฑัย ศิริมา (1988) ทดลองสกัดตะกั่วจากแร่กาลีน่า (PbS) โดยการละลาย 2 ขั้นตอนด้วยสารละลาย $FeCl_3$ และตามด้วย NaCl พร้อมทั้งศึกษาตัวแปรที่สำคัญได้แก่ อุณหภูมิ ความเข้มข้นของ $FeCl_3$, NaCl ขนาดของเม็ดแร่และเวลาในการละลาย พบว่าอุณหภูมิขณะละลายด้วย $FeCl_3$ มีความสำคัญมากที่สุดคือที่ 90 องศาเซลเซียส สามารถเปลี่ยนตะกั่วซัลไฟด์ให้อยู่ในรูปของคลอไรด์ได้มากถึง 99.5 % โดยใช้อัตราส่วนของ $FeCl_3/PbS$ ประมาณ 1.5 เท่า นอกจากนี้ขนาดของเม็ดแร่ - 270 เมช มีผลต่อการละลายมากขึ้นคือสามารถสกัดตะกั่วได้มากกว่า 99.9% ส่วน NaCl มีความสำคัญในการละลายแยกตะกั่วคลอไรด์ออกจากสารประกอบคลอไรด์อื่น ๆ ที่เกิดจากการละลายด้วย $FeCl_3$ โดยที่อุณหภูมิ 90 องศาเซลเซียส NaCl จำนวน 250 ก./ล. สามารถละลายตะกั่วได้ประมาณ 38 ก./ล. การทดลองแยกตะกั่วจากตะกั่วคลอไรด์ที่ได้จากการตกผลึกด้วยวิธีไฟฟ้า (Electro winning) และการถลุง (Smelting) ได้โลหะตะกั่วมีความบริสุทธิ์ใกล้เคียงกันกว่า 99.99% การแยกตะกั่วคลอไรด์ด้วยไฟฟ้าในสารละลาย HCl ใช้เหล็กแผ่นเป็นแอนโนดเพื่อกำจัดก๊าซคลอรีนและลดค่า Cell Voltage ทำให้สิ้นเปลืองพลังงานไฟฟ้าน้อยกว่าวิธี Fused salt electrolysis ที่ใช้ในต่างประเทศ นอกจากนี้ยังพบว่าสภาวะที่เหมาะสม ควรใช้กรดเกลือ (HCl) ความเข้มข้น 1-8% โดยปริมาตร ค่า Cell voltage ในช่วง 2-3 โวลต์ ที่อุณหภูมิ 40 องศาเซลเซียส และค่า Current density ในช่วง 266 -339 แอมแปร์/ตร.ม. ส่วนการทดลองถลุงตะกั่วคลอไรด์โดยใช้ปูนขาว (CaO) ในปริมาณ 40 - 45 % และถ่านไม้เป็นส่วนผสมที่อุณหภูมิ 1,150 - 1,200 องศา เป็นเวลา 30 นาที ปรากฏว่าได้ Recovery ประมาณ 90 % ส่วนเงินที่เกิดร่วมกับแร่กาลีน่าในปริมาณความสมบูรณ์กว่า 4 กก./ตัน จะละลายอยู่ใน $FeCl_3$ และ NaCl โดยสามารถแยกเงินได้มากกว่า 99% เมื่อใช้อัตราส่วนของ $FeCl_3/PbS$ สูงขึ้นเป็น 3 เท่า

และ NaCl 250 ก./ล. ขั้นตอนต่อมาเป็นการแยกโลหะเงินออกจากสารละลายดังกล่าวด้วยวิธีซีเมนต์ชัน (Cementation) โดยการแทนที่โลหะเงินด้วยทองแดงได้โลหะเงินผงที่มีความบริสุทธิ์กว่า 93 % เมื่อนำมาหลอมด้วยบอแรกซ์ ($\text{Na}_2\text{B}_4\text{O}_7$) และซิลิกา (SiO_2) ที่อุณหภูมิ 1,200 องศา ได้โลหะเงินบริสุทธิ์กว่า 98 %

P. Rusin, J. Cassells, J. Sharp, R. Arnold and N.A. Sinclair (1992) ศึกษากระบวนการ Bioreduction เป็นกระบวนการที่ใช้แบคทีเรียในการละลายแร่ที่ถลุงยากให้กลายเป็นโลหะไอออน เป็นกระบวนการที่ประสบความสำเร็จมากกว่ากระบวนการการสกัดโลหะทางเคมี กระบวนการนี้สามารถสกัดโลหะเงินออกมาได้ 86 %, 99.8% แมงกานีส, 2.99 % ทองแดง, 91% สังกะสี กระบวนการ Bioreduction เป็นกระบวนการนำกลับคืนโลหะมีค่า โดยปราศจาก cyanide และกรดซัลฟิวริก (H_2SO_4)

D.S.R. Murthy and P.M. Prasad (1995) ศึกษากระบวนการนำกลับคืนโลหะเงินจากกระบวนการ Miller (Miller Process) โดยไม่ใช้ไซยาไนด์ (Non cyanide leachants) จะใช้ Thiosulfate และ Thiourea เริ่มด้วยการย่างครีออสต์ด้วยโซเดียมคลอไรด์ (NaCl) พบว่ามีอยู่ 2 ขั้นตอนคือ ขั้นตอนแรกละลายด้วย Thiosulfate ตามด้วยขั้นตอนที่สองคือ Thiourea สามารถนำกลับคืนทองคำและเงินได้ 98.5 % และ 96.8 % ตามลำดับ

M. F. Almeida and M. A. Amarante (1995) ศึกษาว่าในทางแร่กาลีนาจะมีเงินอยู่ 1,000-1,500 กรัม / ตัน และอาร์เซนิก 13 % มีอยู่ 3 ทางเลือก ในการละลายทางแร่เพื่อนำกลับคืนโลหะ มีค่าได้คือ การใช้ Cyanidation, Thiourea, Chloride

- กระบวนการไซยาไนด์ (Cyanidation) มีการใช้ในปริมาณที่มากและมีการเกิดปฏิกิริยาฟอรัมตัวเป็น silver thiocyanate
- กระบวนการใช้ Thiourea ละลาย ประสบความสำเร็จโดยไม่มีการรบกวนของ Fe^{3+}

กระบวนการใช้ Chloride ในสารละลายโดยใช้ความเข้มข้นของ Cl^- มากกว่า 3 โมลาร์ ที่อุณหภูมิ 80 – 90 องศาเซลเซียส อย่างน้อย 3 ชั่วโมง สามารถนำกลับคืนเงินได้ 60 – 80 % และสามารถนำกลับคืน ตะกั่วและบิสมัทได้มากกว่า 80 %

V. I. E. Ajiwe and I. E. Anyadiegwu (1998) ศึกษากระบวนการนำกลับคืนเงินจากฟิล์มเอกซเรย์โดยใช้กรดไนตริก (HNO_3) ละลาย มีวิธีการ 2 วิธี คือ Internal electrolysis และ External electrolysis โดยใช้เหล็กเป็นขั้วแคโทด (Cathode) และทองแดงเป็นขั้วแอโนด (Anode) ทั้งสองวิธีมีการเติมแป้งมันสำปะหลัง (Cassava) ลงไปในสารละลาย Cyanide เพื่อเปรียบเทียบเชิง

ประสิทธิภาพ ปรากฏว่า วิธีการ External โดยการเติมแป้งมันสำปะหลัง มีประสิทธิภาพในการกลับคืนโลหะเงินมากกว่าวิธีการ Internal electrolysis

R. Briones and G. T. Lapidus (1998) เป็นกระบวนการสกัด (Extraction) ซิลเวอร์ซัลไฟด์ (Ag_2S) โดยใช้ Thiosulfate แทนที่ Cyanide ซึ่งจะใช้ทองแดง (Copper) เป็นตัวเร่งปฏิกิริยาในกระบวนการ ซึ่งจะช่วยให้แอมโมเนียมีความเสถียร (Stabilize) ในการทดลองเป็นการหาอัตราส่วนของความเข้มข้นของแอมโมเนียต่อ Thiosulfate ที่มีผลต่อการสกัดแร่ซิลเวอร์ซัลไฟด์ (Ag_2S) ในปฏิกิริยาเกิด Cupric ion จะทำปฏิกิริยากับ Thiosulfate กลายเป็น Tetrathiosulfate อีออน Cuprous thiosulfate และแอมโมเนียเชิงซ้อน (Ammonia complex) ซึ่งเงินจะถูกแทนที่ในเฟสของแข็ง (Solid phase) ในปฏิกิริยาถ้าใช้ ความเข้มข้นของแอมโมเนียต่ำจะทำให้ปฏิกิริยา Reduction เกิดเร็ว

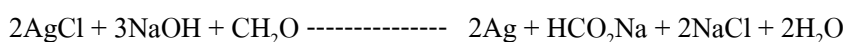
M. A. Barakat (1999) ศึกษาการใช้กระบวนการ Hydrometallurgy ในการนำกลับคืนโลหะมีค่าจากครอส (Dross) ของโลหะผสมของสังกะสี (Zinc solder dross) ซึ่งมีส่วนประกอบของโลหะดังนี้ 14.8% Sn , 16.3% Pb, 0.41 % Al และ 64.5 % Zn ตัวแปรที่ศึกษาคือ อุณหภูมิ , เวลา, pH, ความเข้มข้นของกรด เงื่อนไขที่จะนำกลับคืนโลหะมีค่าคือ ใช้สารละลาย 20 ml ประกอบด้วย 3 % ของกรด H_2SO_4 ต่อ 1 กรัมครอส ที่อุณหภูมิ 45 องศาเซลเซียส เป็นเวลา 1 ชั่วโมง สามารถสกัดได้ 99.1, 99.4, 99.6, 99.5 % ของสังกะสี อลูมิเนียม ตะกั่ว และ ดีบุก ตามลำดับ

M. G. Aylmore and D. M. Mur Csiro (2000) ศึกษากระบวนการที่ใช้ Thiosulfate สกัดทองคำและเงิน ในกระบวนการนี้จะใช้ทองแดงเป็นตัวเร่งปฏิกิริยา เป็นกระบวนการที่ดีกว่ากระบวนการ Cyanidation เพราะไม่เป็นพิษ ปฏิกิริยาเกิดขึ้นได้เร็วกว่า และ Thiosulfate มีราคาถูกกว่า Cyanide หลังจากละลายด้วย Thiosulfate ใช้วิธีการ Cementation resin หรือ Activated carbon จะทำหน้าที่สกัด ทองคำและเงินจากสารละลาย

A. C. Grosse , G. W. Dicinoski, M. J. Shaw and P. R. Haddad (2001) ศึกษากระบวนการนำกลับคืนทองคำและเงิน โดยใช้ Ammoniacal thiosulfate ละลาย แล้วใช้กระบวนการแลกเปลี่ยนไอเล็กตรอน (Ion Exchange) กับ Resin ซึ่งเป็นกระบวนการที่มีประสิทธิภาพมากกว่าเมื่อเทียบกับกระบวนการ Carbon adsorption solvent extraction, Electrowinning, Precipitation วิธีการนี้ระบบที่ใช้คือ Resin-in-Pulp (RIP) กับสารละลาย Thiosulfate

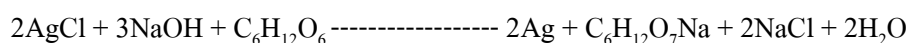
A. Songsasen and N. Poowanathai (2002) ศึกษาในห้องปฏิบัติการโดยทั่วไปมักใช้ซิลเวอร์ไนเตรท ($AgNO_3$) ในการวิเคราะห์โบรมไนด์, ไอโอไดด์ ไอออน ตอนนี้อาจซิลเวอร์ไนเตรท มีราคาสูงและงบประมาณมีจำนวนจำกัด จึงจำเป็นต้องนำโลหะเงินกลับคืนมา มีหลายวิธีในการนำโลหะเงินกลับคืนมาดังนี้

- ทำปฏิกิริยากับ Formaldehyde



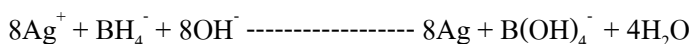
ชั่ง NaOH 4.10 กรัม ละลายน้ำ 100 ml และ 5 กรัม ของซิลเวอร์คลอไรด์ กวนจนเข้ากัน และใส่ 3 ml 37 % Formadehyde (BDH , Lab) ปิดบีกเกอร์ด้วยแก้ว (Watch glass) กวนต่อไป ประมาณ 10 นาที แล้วนำไปตั้งบน hot plate ที่ความร้อน 60 -70 องศา กวนต่อไปประมาณ 1 ชั่วโมง จะเกิดตะกอนโลหะเงินสีขาว กรอง แล้วนำไปเผา ล้างด้วยน้ำและอะซิโตน

- ทำปฏิกิริยากับ Glucose และ Fructose



ชั่ง 2.7 กรัม NaOH ละลายน้ำ 100 ml และ 5 กรัมของซิลเวอร์คลอไรด์ แล้วใส่ 3.675 กรัม ของ glucose (Ajex, lab grade) แล้วผสมทันทีทันใด นำไปตั้งบน hot plate 70 -80 องศา ประมาณ 1 ชั่วโมง จะได้ตะกอนโลหะเงิน กรอง แล้วนำไปเผาต่อไป

- ทำปฏิกิริยากับ โซเดียมโบโรไฮไดรด์ (Sodium borohydride)



ชั่ง 0.75 กรัม ของ NaBH₄ (Fluka, AR grade) ละลายในสารละลายแอมโมเนียปริมาณ 5 กรัมของซิลเวอร์ไนเตรท ปริมาณ 50 ml แล้วตั้งบน Hot plate 70 – 80 องศาเซลเซียส กวนเป็นเวลา 1 ชั่วโมง จะได้โลหะเงินออกมา นำไปล้างด้วยน้ำและอะซิโตน แล้วนำตั้งให้แห้งต่อไป

จิราภรณ์ สงเคราะห์, ไพทิพย์ วีระเวชญาณ และ วรพันธ์ นาคบรรพต เนตรประดิษฐ์ (2005) ศึกษาการแยกโลหะเงินในน้ำยากงภาพที่ใช้แล้วจากกระบวนการถ่ายภาพเพื่อนำมาใช้ใหม่นิยมใช้วิธีการแยกโลหะได้โดยใช้ไฟฟ้า แต่วิธีนี้มีข้อจำกัดคือ ไม่สามารถแยกโลหะเงินที่มีความเข้มข้นต่ำกว่า 200 มิลลิกรัมต่อลิตร ดังนั้นงานวิจัยนี้จึงมีวัตถุประสงค์ที่จะศึกษาความสามารถของตัวดูดซับซึ่งเตรียมได้จากแคลบและไคโตเซนในการดูดซับโลหะเงินที่อยู่ในรูปสารประกอบเชิงซ้อนเงินไทโอซัลเฟต ($\text{Ag}(\text{S}_2\text{O}_3)_2^-$) เพื่อเป็นแนวทางในการเตรียมตัวดูดซับที่มีราคาถูกและเหมาะสมในการแยกโลหะเงินออกจากน้ำยากงภาพ โดยงานวิจัยนี้ใช้ตัวดูดซับทั้งหมด 9 ชนิด คือ แกลบ แกลบเผาที่อุณหภูมิ 250, 300, 350, 400, 500 องศาเซลเซียส แกลบปรับสภาพกรด แกลบปรับสภาพด่าง และไคโตเซน จากการศึกษาพบว่า แกลบปรับสภาพกรดและไคโตเซนเท่านั้นที่สามารถดูดซับโลหะเงินไทโอซัลเฟตได้ ซึ่งอาจเนื่องมาจาก แกลบปรับสภาพกรดและไคโตเซนจะมีประจุบวกภายใต้สภาวะที่เป็นกรดจึงทำให้ดูดซับสารประกอบเงินไทโอซัลเฟตที่เป็นประจุลบได้ดี โดยสามารถดูดซับโลหะเงินไทโอซัลเฟตสังเคราะห์ (20 มก./ ล.) ที่ค่าความเป็นกรด – เบสของสารละลาย 2.0 ได้เท่ากับ 34 % และ 84 % (0.34 และ 0.81 มก / ก) ตามลำดับ และสามารถดูดซับโลหะเงินไทโอ

ซัลเฟตในน้ำยากงภาพที่ใช้แล้ว (81.6 มก/ล.) ที่สภาวะความเป็นกรด – ด่าง ของสารละลายเท่ากับ 3.1 ได้เท่ากับ 10 % และ 41 % (0.41 และ 1.67 มก . เงิน/ก.) ตามลำดับ และพบว่าโซเดียมแอสซิเตต และกรดแอสซิเตต ซึ่งส่วนประกอบของน้ำยากงภาพ ไม่มีผลลดความสามารถในการดูดซับโลหะเงินไทโอซัลเฟตของตัวดูดซับอย่างนัยสำคัญ ดังนั้นเห็นได้ว่าแคลบและโคโคเซนมีความน่าจะเป็นที่จะสามารถพัฒนาเป็นตัวดูดซับที่มีประสิทธิภาพเพื่อนำโลหะเงินจากน้ำยากงภาพได้ดี โดยการปรับสภาพให้พื้นผิวของตัวดูดซับมีความเป็นประจุบวกมากขึ้น และสามารถดูดซับโลหะเงินไทโอซัลเฟตได้ดีที่ภาวะความเป็นกรด – เบส ประมาณ 5 -7

P. C. Holloway, K. P. Merriam and T. H. Etsell (2004) ศึกษากระบวนการสกัดซิลเวอร์ซัลไฟด์ (Ag_2S) โดยการใช้ไนตริก (HNO_3) ละลายในน้ำยาล้างรูป (Photographic solution) โดยจะขึ้นอยู่กับตัวแปร อุณหภูมิ ความดัน ความเข้มข้นของกรด ความเข้มข้นของซิลเวอร์ซัลไฟด์ (Ag_2S) ปฏิกิริยา Hydrogen reduction สามารถสกัดเงินได้ 99.8 % ใน 1 ชั่วโมง ที่อุณหภูมิ 150 องศาเซลเซียส ความดันของไฮโดรเจน 4000 KPa ขนาดอนุภาคโลหะเงินที่ได้สามารถผ่าน 106 ไมโครเมตรได้ 96.2 %

J. Ficeriová, P. Baláž and C. L. Villachica (2005) ศึกษากระบวนการนำกลับคืนโลหะเงิน ทองคำ และบิสมีท ในแร่ซัลไฟด์ โดยใช้ Thiosulfate เป็นกระบวนการนำกลับคืนเงินทองคำ จะใช้ Ammonia thiosulfate จะสามารถนำกลับคืนมาได้ 99 % ใน 45 นาที และ 99% ใน 3 นาที ตามลำดับ ส่วนบิสมีทจะใช้ Sodium thiosulfate สามารถนำกลับคืนบิสมีทได้ 90% ใน 3 นาที โดยกระบวนการทั้งหมดอาศัยกระบวนการ Mechanical activated

M. S. Öncel, M. İnce and M. Bayramoğlu (2005) ศึกษากระบวนการใช้ Ultrasound ช่วยในกระบวนการใช้สารละลาย Thiosulfate ในการกลับคืนโลหะมีค่า ซึ่งเป็นกระบวนการที่มีชื่อเสียงอย่างมากในกระบวนการ Hydrometallurgical ในประเทศตุรกี มีการใช้ 2 วิธีคือ Cyanide และ Ultrasound ในสารละลาย Thiourea ในการกลับคืนโลหะมีค่า ในห้องปฏิบัติการวิธีการนี้มี การทดลองจนประสบความสำเร็จ

สุขปา เนตรประดิษฐ์, วรรณต์ นาคบรรพต และ ธนาวุธ ลิมพานิชย์ (2006) ศึกษาหาปัจจัยที่มีผลต่อการแยกโลหะเงินออกจากน้ำยากงภาพใช้แล้วโดยวิธีดึงดูดด้วยแผ่นขั้วไฟฟ้าซึ่งใช้แผ่นเหล็กสเตนเลสเป็นขั้วแอโนดและแคโทด และใช้น้ำยากงภาพ 3 ตัวอย่างที่ได้จากการล้างฟิล์มขาวดำ ฟิล์มเนกาทิปรี และฟิล์มเอกซ์เรย์ ซึ่งมีความเข้มข้นของโลหะเงินแตกต่างกันคือ 19.3, 2.84, และ 1.56 กรัมต่อลิตรตามลำดับ เมื่อแปรเปลี่ยนค่าแรงดันไฟฟ้าเป็น 0.80, 1.60, 2.40, 3.20, 4.00 และ 4.80 โวลต์ พบว่าค่าแรงดันไฟฟ้าที่ 1.60 โวลต์ ซึ่งเป็น 2 เท่าของศักย์ไฟฟ้าครึ่งเซลล์ของ

โลหะเงินให้ผลดีที่สุด และเหมาะสมสำหรับการแยกโลหะเงินจากน้ำยากงภาพทั้ง 3 ชนิด โดยโลหะเงินที่ได้มีความบริสุทธิ์ ไม่เกิดตะกอนสีดำของเงินซัลไฟด์ และการเพิ่มแรงดันไฟฟ้าสูงขึ้นจาก 3.20 โวลต์ขึ้นไป ทำให้เกิดตะกอนเงินซัลไฟด์ที่ขั้วแคโทดและเกิดการสึกกร่อนที่ขั้วแอโนดมากขึ้น การเพิ่มเวลาในการปล่อยกระแสไฟฟ้าเป็น 5, 10, 15 และ 20 นาที พบว่าการดึงดูโลหะเงินจากสารละลายเพิ่มมากขึ้นตามลำดับ นอกจากนี้ ยิ่งความเข้มข้นของโลหะเงินในน้ำยากงภาพมากขึ้น การแยกโลหะเงินยังมีประสิทธิภาพมากขึ้น

N. Sathaiyan, V. Nandakumar and P. Rammachandran (2006) ศึกษากระบวนการนำกลับคืนโลหะเงินจากซิลเวอร์คลอไรด์จากแบตเตอรี่ โดยใช้กระบวนการ Hydrometallurgical เริ่มด้วยการละลายกรดไนตริก (HNO_3) กรองสิ่งที่ไม่ละลายออก แล้วตกตะกอนด้วยโซเดียมคลอไรด์ (NaCl) กรองซิลเวอร์คลอไรด์ออก (AgCl) แล้วทำให้แห้งหลังจากนั้นมีวิธีการอยู่ 2 วิธีคือ ใส่สารละลาย Sodium thiosulfate หรือใส่ Na_2CO_3 ลงไปเผาที่อุณหภูมิ 1000 องศาเซลเซียส จะได้โลหะเงินออกมา

H. B. M. Tang Boon Seng (2006) ศึกษาว่าขยะอิเล็กทรอนิกส์ที่มีมากขึ้นกำลังกลายเป็นปัญหาสำคัญที่ต้องการการแก้ไข และในขยะอิเล็กทรอนิกส์จะมีโลหะมีค่าปะปนอยู่จึงมีกระบวนการในการนำโลหะมีค่ากลับคืนมาเช่น โลหะเงิน เป็นต้น ในงานวิจัยนี้จึงมีความพยายามนำกลับคืนโลหะเงินจากขยะอิเล็กทรอนิกส์ โดยใช้กระบวนการ Leaching, Precipitation และ Liquid-liquid extraction ในขยะอิเล็กทรอนิกส์จะมีโลหะเงินอยู่ประมาณ 5.92 % ดังนั้นจะใช้ Chloride leaching ในการสกัดโลหะเงินออกมาในรูป Silver chloro complexes ถ้าความเข้มข้นของคลอไรด์มากขึ้นจะทำให้กระบวนการ Silver leaching เพิ่มขึ้นตามด้วย โดยการเติม HCl หรือการเติม NaCl กระบวนการนี้สามารถอธิบายได้โดยการใช้ Shrinking – core model ซึ่งสามารถรู้อัตรา leaching ซึ่งสามารถควบคุมอัตราการแพร่ของ Silver chloro complexes จากพื้นที่ผิวของอนุภาคโลหะเชิงซ้อนนี้จะมีความเสถียรมากขึ้นที่ $\text{pH} = 12$ การปรับความเป็นกรด – ด่าง (pH) ของสารละลายสามารถกำจัดทองแดงและเหล็กจากสารละลายแล้วใช้เครื่องตกตะกอน ในกระบวนการ Liquid-liquid มีการใช้ Cyanex 272 แต่การ Leaching ต่ำ ดังนั้นจึงมีการใช้ Dithizonate ในการนำกลับคืนโลหะเงินออกมาได้ 100% โดยขึ้นอยู่กับความเป็นกรด-ด่าง

O. N. Kononova, A. G. Kholmogorov, N. V. Danilenko, N. G. Goryaeva, K. A. Shatnykh and S.V. Kachin (2007) ศึกษาการนำกลับคืนโลหะเงินจากของเหลือ (Residue) จากแร่ Lead-zinc sulfide โดยไม่ใช้กระบวนการ Cyanide จะใช้ Sodium thiosulfate และ Potassium thiocyanate แล้วจะใช้คาร์บอนเป็นตัวดูดซับชนิด LK-4 อีออนของโลหะเงิน

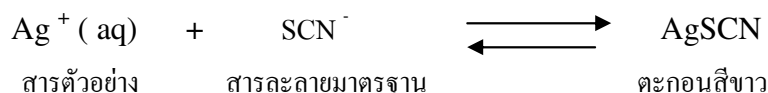
E. A. Abdel-Aal and F. E. Farghaly (2007) ศึกษาว่าตัวแปรในการนำกลับคืนโลหะเงินจาก Photographic films ด้วยกรดไนตริก (HNO_3) คือ เวลา อุณหภูมิ ความเข้มข้นของกรด ผลปรากฏว่าสามารถนำกลับคืนเงินได้ 98% โดยใช้ขนาดของ Photographic films – 2 mm อุณหภูมิ 90 องศาเซลเซียส เป็นเวลา 50 นาที ด้วยความเข้มข้นของกรดไนตริก (HNO_3) 6 % ที่อัตราส่วนของแข็งต่อของเหลว 1:10 ถึง 1:50 g/ml กระบวนการ Cementation สามารถนำกลับคืนเงินได้ 100% โดยการเติมผงโลหะสังกะสี (Zn metal powder) ซึ่งผงโลหะเงิน เมื่อใช้ SEM วิเคราะห์ จะเห็นรูปร่างกลม ขนาดอนุภาคเป็นไมโครเมตร

L. Duoqiang, W. Jikun, W. Yunhua, J. Jibo and W. Fan (2008) ศึกษากระบวนการพบว่า Silver bearing low grade ในแร่ซัลไฟด์ ในมณฑลยูนนาน ประเทศจีน ซึ่งเป็นวิธีการดั้งเดิมในการแยก เงิน สังกะสี และตะกั่วออกมา ในกระบวนการมีการเติมโซเดียมไอโอดีน (Sodium iodine) ที่อุณหภูมิระหว่าง 90-170 องศาเซลเซียส เพื่อการนำกลับคืนโลหะเงิน ในห้องปฏิบัติการในภาชนะอบไอน้ำ (Autoclave) มีการศึกษาตัวแปร คือ อุณหภูมิ ความเข้มข้นของกรด การเติมโซเดียมไอโอดีน แรงดันออกซิเจน อัตราการไหลของออกซิเจน เพื่อนำกลับคืนโลหะเงินและสังกะสีให้มากที่สุด จากผลการทดลองพบว่าสามารถนำกลับคืนเงินและสังกะสีได้ 71.5 % และ 41.29 %

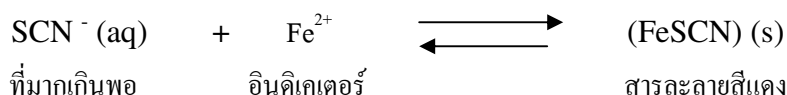
Y. Juni Park and D. J. Fray (2009) ศึกษาว่าในแผงวงอิเล็กทรอนิกส์ (PCB) จะมีโลหะที่มีค่าปะปนอยู่มาก เช่น เงิน ทองแดง ดีบุก ทองคำ งานวิจัยนี้เกี่ยวกับการนำโลหะมีค่ากลับคืนมาโดยใช้กรดกัดทอง (Aqua regia) ในสารละลายโดยใช้อัตราส่วนโลหะและกรดอยู่ 1/20 (g / mL) โดยโลหะเงินสามารถนำกลับคืนมาได้ 98 % ส่วนพาลาเดียม (Palladium) จะตกตะกอนเป็นสีแดง คือ $\text{Pa}(\text{NH}_4)_2\text{Cl}_6$ ปริมาณที่ตกตะกอน 93 % ของพาลาเดียมทั้งหมด มีการเติม Dodecanethiol และโซเดียมโบโรไฮไดรด์ (Sodium Borohydride) ลงในสารละลายเพื่อให้เกิดโลหะทองคำอนุภาคระดับนาโน สามารถนำโลหะทองคำกลับคืนมาประมาณ 97 %

วิระ สนวนไธสง (2009) ศึกษาว่าโครงการเคมี มีหน้าที่ในการทดสอบโลหะ โลหะผสม และธาตุปริมาณน้อย ๆ ในตัวอย่างประเภทต่าง ๆ เช่น ทองคำ เงิน ทองแดง อะลูมิเนียม เหล็ก สังกะสี เป็นต้น ตัวอย่างผลิตภัณฑ์ที่ทำจากโลหะเงิน ที่ลูกค้าส่งให้มาทดสอบอย่างสม่ำเสมอได้แก่ เครื่องประดับ เครื่องราชอิสริยาภรณ์ วิธีทดสอบปริมาณเงินของห้องปฏิบัติการ ในอดีตจะใช้วิธีการวิเคราะห์โดยวิธีของโวลฮาร์ด (Volhard's method) ซึ่งเป็นการไทเตรตแบบตกตะกอนโดยใช้สารละลายมาตรฐานไทโอไซยาเนต (SCN^-) เป็นตัวไทแทรนต์เพื่อหาปริมาณของซิลเวอร์ไอออน

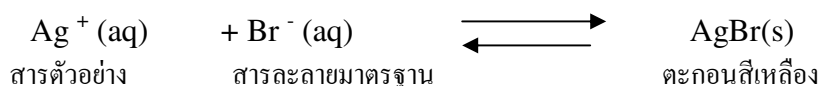
ในสารละลาย โดยมีสารละลายแอมโมเนียไฮดรอกไซด์ (III) ซัลเฟต ($\text{FeNH}_4(\text{SO}_4)_2 \cdot 12\text{H}_2\text{O}$) เป็นอินดิเคเตอร์ สมการของปฏิกิริยาสามารถแสดงได้ดังนี้



หลังจากที่ไทโอไซยาเนต (SCN^-) ทำปฏิกิริยาอย่างสมบูรณ์กับ Ag^+ ไทโอไซยาเนตไฮดรอกไซด์ (SCN^-) ที่มากเกินไปเพียงเล็กน้อย จะทำปฏิกิริยากับ Fe^{2+} ให้สารละลายสีแดงซึ่งแสดงถึงจุดยุติ (End point) ดังปฏิกิริยาต่อไปนี้



เนื่องจากในสารละลายที่เป็นกลางหรือเป็นด่าง Fe^{2+} จะตกตะกอนเป็นไฮดรอกไซด์ได้ ดังนั้นสารละลายที่นำมาไทเทรตจะต้องมีฤทธิ์เป็นกรด วิธีนี้มีข้อเสียที่การมองจุดยุติอาจมีความคลาดเคลื่อนได้เพราะใช้สายตามนุษย์ ปัจจุบันห้องปฏิบัติการได้นำเทคโนโลยีและเครื่องมือเข้ามาแทนที่วิธีการวิเคราะห์แบบเดิม โดยใช้วิธีการวิเคราะห์แบบอัตโนมัติกล่าวคือใช้ตัวไทเทรตวัดค่าความต่างศักย์ที่เปลี่ยนแปลงของปฏิกิริยาที่ใช้สารละลายโพแทสเซียมโบรไมด์ (KBr) ปฏิกิริยาคือ



โดยที่ห้องปฏิบัติการจะเก็บสารละลายเพื่อกำจัดต่อไป สามารถแยกโลหะเงินทำได้โดยทางเทคนิคทางไฟฟ้าและการหลอมโดยตรง วิธีการทางไฟฟ้าทำได้โดยชั่งตะกอน AgBr 7.2 กรัม NH_4OH 62 กรัม $\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_3 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$ ละลายด้วยน้ำกลั่นปริมาตร 1 ลิตร ต่อแผ่นสแตนเลสกับขั้วลบ และต่อแท่งคาร์บอนกับขั้วบวกของแหล่งกำเนิดไฟฟ้าแบบกระแสตรงแล้วนำแผ่นสแตนเลสและแท่งคาร์บอนจุ่มลงในสารละลายอิเล็กโทรไลต์ที่เตรียมไว้ปรับแหล่งจ่ายกระแสไฟฟ้าแบบกระแสตรงให้เป็น 0.017 โวลต์ ในระหว่างนี้ควรที่จะกวนสารละลายไปด้วย

วิธีการแยกโลหะเงินโดยวิธีการหลอมโดยตรงทำได้โดย นำตะกอน AgBr ที่แห้งใส่ในเป้าหลอมจากนั้นเติม Na_2CO_3 ลงไปผสมในปริมาณที่เท่ากับน้ำหนักตะกอนที่แห้ง เพื่อช่วยให้

โลหะเงินที่หลอมแยกออกมาจากสารมลพิษโดยง่าย และช่วยให้การจับตัวเป็นก้อนของโลหะเงินดีขึ้น อุณหภูมิที่ใช้ต้องสูงกว่า 1,200 องศาเซลเซียส

A.R. Alonso-Gómez and G.T. Lapidus (2009) ศึกษาการยับยั้งตะกั่วไม่ให้ละลายออกมาในกระบวนการสกัดทองคำ และเงินโดยใช้ Ammonia Thiosulfate กระบวนการนี้ใช้ EDTA เพื่อปฏิกิริยาเสถียร ในสารละลายตะกั่วจะจับกับ EDTA และ Thiosulfate จะทำให้กระบวนการสกัดทองคำ และเงินลดลง จึงจะจำเป็นต้องเติมฟอสเฟต (Phosphate) ลงไปเพื่อยับยั้งตะกั่วไม่ให้ละลายออกมา

ประภาพรณ ยั่งยืน (2544) งานวิจัยนี้ศึกษาการสกัดดีบุก จากฝุ่นเตาอย่างแร่ของโรงถลุงดีบุกที่จังหวัดภูเก็ต โดยการละลายด้วยอัลคาไลน์ และศึกษาการเผาฝุ่นดีบุกกับโซเดียมไฮดรอกไซด์ ก่อนการละลาย ผลการทดลองพบว่า กระบวนการละลายด้วยอัลคาไลต์สกัดดีบุกได้ดี ในขณะที่กระบวนการเผาฝุ่นดีบุกกับโซเดียมไฮดรอกไซด์ก่อนการละลายสามารถสกัดดีบุกได้มากกว่า 98 เปอร์เซ็นต์ แสดงให้เห็นว่ากระบวนการเผาฝุ่นดีบุกด้วยโซเดียมไฮดรอกไซด์ เหมาะที่จะนำมาประยุกต์ในการสกัดดีบุกจากฝุ่นเตาอย่างแร่ได้ โดยการเผาที่อุณหภูมิ 650 องศาเซลเซียส และใช้สัดส่วนโซเดียมไฮดรอกไซด์ต่อดีบุกออกไซด์ในฝุ่นเท่ากับ 1.43 : 1 เพื่อเปลี่ยนรูปดีบุกให้อยู่ในสภาพที่ละลายน้ำได้หมด

Harris (2007) ได้อธิบายถึงปฏิกิริยาที่เกิดขึ้นระหว่าง Sn และ NaOH โดยเติมตัวออกซิไดซ์ภายใต้สภาวะดังกล่าว จะเกิด Na_2SnO_3 ขึ้นซึ่งละลายน้ำได้ ขณะเดียวกันก็เกิด NaSbO_3 และ Na_2AsO_4 ขึ้นด้วย ซึ่งต้องกำจัดออกจากสารละลาย โดย Sb จะตกตะกอนเป็น Sb_2S_3 ด้วยการเติม Na_2S แล้วกรองออก ส่วนสารประกอบของ As จะตกผลึกออกมาที่อุณหภูมิต่ำกว่า 35 องศาเซลเซียสแล้วกำจัดออกด้วยการกรองเช่นกัน

Chansaksoong , Sa-ngern (2006) ศึกษาการสกัดอลูมิเนียมหรือสโดยการใช้การ fusion กับโซเดียมไฮดรอกไซด์ที่อุณหภูมิ 800 – 1000 องศาเซลเซียส เวลา 3 ชั่วโมง พบว่าสามารถสกัดอลูมิเนียมได้มากกว่า 90 % ที่อุณหภูมิ 900 องศาเซลเซียส เวลา 3 ชั่วโมงใช้โซเดียมไฮดรอกไซด์มากกว่า 100 %

Miskufova , Petranikova , Kovacs , Briancin J. and Orac D. (2009) ศึกษาการสกัดอลูมิเนียมจากอลูมิเนียมหรือส โดยการ Leaching กับโซเดียมไฮดรอกไซด์ที่ อุณหภูมิ 60 องศาเซลเซียส ที่ความเข้มข้นของโซเดียมไฮดรอกไซด์ที่ 10 % ที่อุณหภูมิ 90 องศาเซลเซียส อัตราส่วนหรือสต่อสารละลายคือ 1:100 เวลา 120 นาทีสามารถสกัดอลูมิเนียมได้ 42 % ของน้ำหนักของอลูมิเนียมหรือ 98 % ของสารละลาย

K.E. Lobber and H. Antrekowitsch (2011) ศึกษาการสกัดอลูมิเนียม โดยเริ่มจากการนำกลับคืนโลหะอลูมิเนียมจากอลูมิเนียมครีโอล ก่อนที่จะนำไปฟึงกลบ กระบวนการชะละลายและกระบวนการทางความร้อนสามารถสกัด ครีโอล, salt slag, ออกไซด์ จากการ leaching หรือตกผลึกได้

1.4 วัตถุประสงค์ของโครงการ

- 1.4.1 ศึกษากระบวนการนำกลับคืนโลหะผสม (Metal Recovery) จากครีโอลของโลหะผสมระหว่าง ดีบุก-เงิน-ทองแดง
- 1.4.2 เป็นจุดเริ่มต้นของการศึกษากระบวนการนำกลับคืนจากเศษวัสดุที่เหลือจากกระบวนการผลิต ที่มีอยู่ในบริษัทไทยแลนด์สเมลติ้งแอนดรีไฟนิง จำกัด

1.5 ขอบเขตของการวิจัย

- 1.5.1 ศึกษากระบวนการนำกลับคืนโลหะผสม
- 1.5.2 ศึกษาพารามิเตอร์ต่อการนำกลับคืนโลหะผสม เพื่อนำโลหะผสมออกจากครีโอลมากที่สุด
- 1.5.3 ศึกษาประสิทธิภาพของกระบวนการนำกลับคืน (Recovery)

1.6 ผลที่คาดว่าจะได้รับ

- 1.6.1 สามารถนำโลหะผสมที่อยู่ในครีโอลของโลหะผสมระหว่าง ดีบุก- เงิน- ทองแดง กลับมาใช้ใหม่
- 1.6.2 ลดปริมาณครีโอลของโลหะผสม ระหว่าง ดีบุก-เงิน-ทองแดง ในสต็อกของบริษัทไทยแลนด์สเมลติ้งแอนดรีไฟนิง จำกัด
- 1.6.3 สามารถนำความรู้จากกระบวนการนำกลับคืน (Recovery) ที่ได้จากการศึกษาไป แก้ไขปัญหาของบริษัทฯ และลูกค้าในโอกาสต่อไปได้
- 1.6.4 ได้บทความวิจัยที่น่าเสนอในการประชุมภายในประเทศ นานาชาติหรือวารสารวิชาการ

1.7 สถานที่ทำการวิจัย

1.7.1 ภาควิชาวิศวกรรมเหมืองแร่และวัสดุ คณะวิศวกรรมศาสตร์

มหาวิทยาลัยสงขลานครินทร์ วิทยาเขตหาดใหญ่

1.7.2 บริษัท ไทยแลนด์สแมลลิ่งแอนดรีไฟนิง จำกัด 80 หมู่ 8 ถ. ศักดิ์เดช ต.วิচিত อ.เมือง

จ. ภูเก็ต

บทที่ 2

วิธีการดำเนินการวิจัย

วิธีการดำเนินการวิจัย จะประกอบด้วยวัสดุ อุปกรณ์ เครื่องมือ และสารเคมีที่ใช้ในการนำกลับคืน (Recovery) โลหะผสม มาใช้ในการดำเนินการวิจัย

2.1 วัสดุและสารเคมีที่ใช้ในการดำเนินการวิจัย

2.1.1 ดริออสปฐมภูมิ (Primary SAC dross)

ในกระบวนการผลิตโลหะดีบุกผสม โลหะที่หลอมเหลวจะทำปฏิกิริยากับออกซิเจนในอากาศ และจะกลายเป็นโลหะออกไซด์ลอยอยู่บนผิวจะเรียกว่า ดริออส (Dross) ลักษณะของดริออสจะมีโลหะและผงสีดำปะปนกัน ก่อนที่จะดำเนินการขึ้นรูปโลหะจะทำการตัดดริออสออก ซึ่งดริออสชนิดนี้ได้จากกระบวนการผลิตโลหะผสมดีบุก – เงิน – ทองแดง ของ บริษัท ไทยแลนด์สเมลติ้ง แอนด์รีไฟนิง จำกัด จังหวัด ภูเก็ต ภูเก็ต Primary SAC dross ได้ศึกษาลักษณะทางกายภาพและเคมี ดังรูปที่ 2.1



รูปที่ 2.1 ลักษณะดริออสปฐมภูมิ (Primary SAC dross)

1. ปริมาณของธาตุและออกไซด์ของดีบุก

นำดีบุกมาวิเคราะห์ด้วยเครื่อง Atomic Absorption พบว่ามีโลหะเงินอยู่ 0.72 เปอร์เซ็นต์และในดีบุกส่วนมากจะเป็นโลหะดีบุกเป็นส่วนใหญ่ ดังตารางที่ 2.1 และเมื่อนำไปวิเคราะห์ด้วยเครื่องXRD เพื่อหาลักษณะประกอบต่าง ๆ ของดีบุก ผลปรากฏว่าเป็นโลหะดีบุกและดีบุกออกไซด์ดังตารางที่ 2.2

ตารางที่ 2.1 ผลวิเคราะห์เคมีของดีบุก

ธาตุ	Sn	Pb	As	Bi	Cu	Fe	Ni	Ag	Sb
น้ำหนัก (Wt%)	95.64	0.07	0.013	0.02	0.773	0.98	0.005	0.72	0.031

ตารางที่ 2.2 ผลวิเคราะห์องค์ประกอบเคมีของดีบุก

ดีบุก	Chemical name	Chemical Formula
	Tin Metallic , sys	Sn
	Cassiterite , sys	SnO ₂

2. เปอร์เซ็นต์ความชื้น

ดีบุกจะถูกเก็บในถัง ดังนั้นก่อนที่จะนำมาศึกษา จะต้องหาความชื้น เพราะว่า จะต้องนำมาคำนวณกับเปอร์เซ็นต์การนำกลับคืน (Recovery) ซึ่งวิธีการหาเปอร์เซ็นต์ความชื้นจะหาตามวิธีการของบริษัท ไทยแลนด์เมทัลดีดิงแอนด์รีไฟนิง โดยนำไปอบที่ อุณหภูมิ 105 องศาเซลเซียส เป็นเวลา 1 ชั่วโมง ดังตารางที่ 2.3

ตารางที่ 2.3 เปอร์เซ็นต์ความชื้นของครีอสปฐุมภูมิ

ครั้งที่	1	2
เข้าเบอร์ที่	65	109
น้ำหนักของเบ้า (กรัม)	34.38	39.47
น้ำหนักก่อนเข้าไปในตู้อบ (ครีอส + น้ำหนักเบ้า) (กรัม)	363.6	567.96
น้ำหนักหลังเข้าไปในตู้อบ (ครีอส + น้ำหนักเบ้า) (กรัม)	362.98	567.21
น้ำหนักจริง (กรัม)	329.22	528.49
เปอร์เซ็นต์ความชื้น	0.19	0.14

3. ลักษณะทางกายภาพโดยวิเคราะห์ด้วยเครื่อง DTA

เมื่อนำครีอสปฐุมภูมิไปวิเคราะห์ด้วยเครื่อง DTA เพื่อหาส่วนประกอบของครีอสปฐุมภูมิ โดยพิจารณาจากอุณหภูมิจุดหลอมเหลว เพื่อนำไปวิเคราะห์เบื้องต้นในการนำไปสู่วิธีการนำกลับคืน ซึ่งผลปรากฏดังรูปที่ 2.2

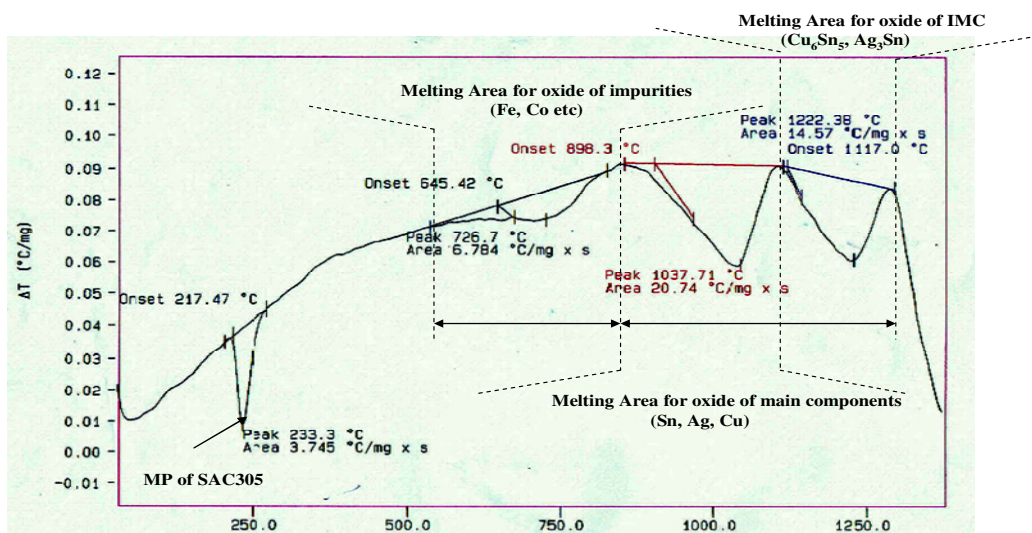
จากกราฟที่ 2.2 จะใช้อุณหภูมิ 50 ถึง 1300 องศาเซลเซียส ในการหาจุดหลอมเหลวของครีอสปฐุมภูมิสามารถวิเคราะห์จุดหลอมเหลวได้ดังนี้

จุดหลอมเหลวที่ 1 อุณหภูมิอยู่ระหว่าง 217.4-233.3 องศาเซลเซียส เป็นจุดหลอมเหลวของโลหะผสม ดีบุก – เงิน – ทองแดง แสดงว่าครีอสปฐุมภูมิโลหะผสมอยู่ด้วย

จุดหลอมเหลวที่ 2 อุณหภูมิอยู่ระหว่าง 645.4-726.7 องศาเซลเซียส เป็นจุดหลอมเหลวของออกไซด์ต่าง ๆ เช่น เหล็ก , โคบอลต์ เป็นต้น

จุดหลอมเหลวที่ 3 อุณหภูมิอยู่ระหว่าง 898.3-1037. องศาเซลเซียส เป็นจุดหลอมเหลวของทองแดง , ดีบุก, เงิน ออกไซด์

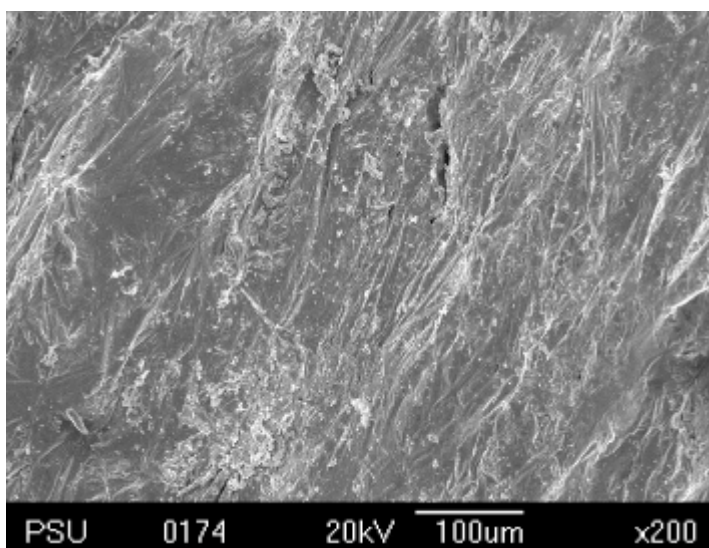
จุดหลอมเหลวที่ 4 อุณหภูมิอยู่ระหว่าง 1117-1222.8 องศาเซลเซียส เป็นจุดหลอมเหลวของ Intermetallic compound (IMC) ของ Cu_6Sn_6 , Ag_3Sn ซึ่งเป็นจุดหลอมเหลวที่สูงมาก



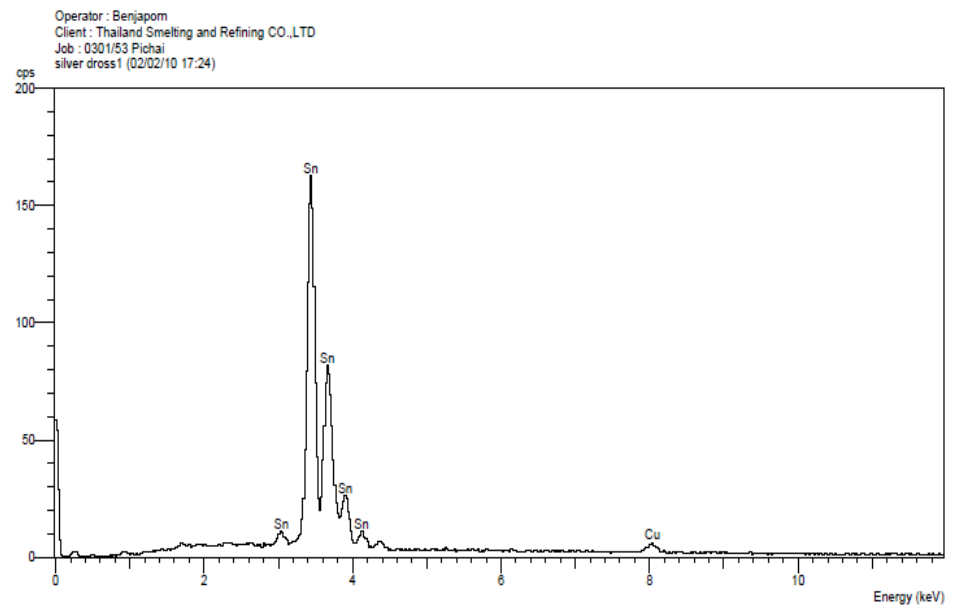
รูปที่ 2.2. จุดหลอมเหลวของออกไซด์ในเครื่องสปรัมภูมิด้วยเครื่อง DTA

4. วิเคราะห์ลักษณะทางกายภาพด้วยเครื่อง SEM-EDS

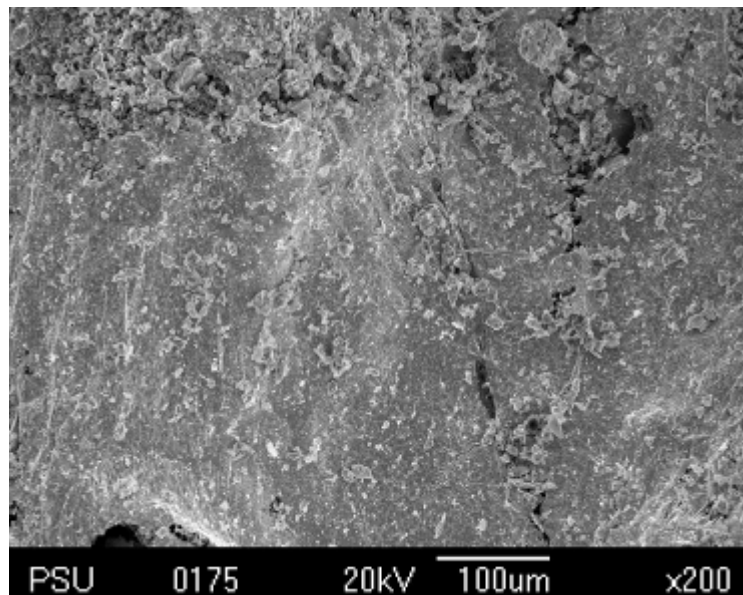
เมื่อวิเคราะห์ ส่วนที่เป็นโลหะ จะมีลักษณะดังรูปที่ 2.3 และ 2.4 โดยพบธาตุดีบุกและทองแดงเท่านั้น เมื่อวิเคราะห์ส่วนที่เป็นผงสีดำ จะมีลักษณะดังรูปที่ 2.5 และ 2.6 โดยพบธาตุดีบุกและโลหะเงินด้วย



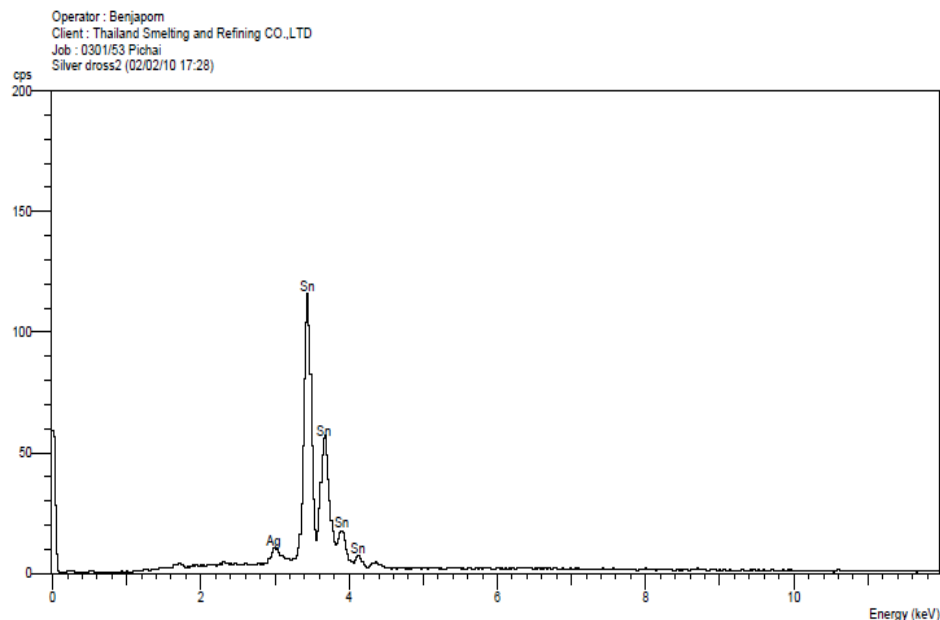
รูปที่ 2.3. ลักษณะของโลหะในเครื่องสปรัมภูมิโดยเครื่อง SEM



รูปที่ 2.4 ธาตุที่พบในโลหะของเครื่องสปรัมภูมิ



รูปที่ 2.5 ลักษณะของครีอสในเครื่องสปรัมภูมิโดยเครื่อง SEM



รูปที่ 2.6 ธาตุที่พบในครีออสของครีออสปฐุมภูมิ

2.1.2 แกลบบด (Ground Rice Husk)

แกลบ (รูปที่ 2.7) ที่ใช้ในการดำเนินการวิจัยนั้นองค์ประกอบหลักคือ คาร์บอน และซิลิกา จะทำหน้าที่เป็นตัวรีดิวซ์ (Reducing agent) ทำปฏิกิริยากับออกไซด์ต่าง ๆ ของครีออสปฐุมภูมิเพื่อสกัดเอาโลหะออกมา แกลบที่ใช้จะนำมาบดเพื่อเพิ่มพื้นที่ผิวในการทำปฏิกิริยา และนำแกลบบดไปวิเคราะห์เพื่อองค์ประกอบของธาตุด้วยเครื่อง CHNS-O และเครื่อง WDXRF ผลปรากฏดังตารางที่ 2.4



รูปที่ 2.7. ลักษณะของแกลบบด

ตารางที่ 2.4 ปริมาณธาตุที่อยู่ในเกลบ

ธาตุ	Wt %	ธาตุ	Wt %
N	0.36	Cl	0.47
C	35.81	K	1.27
H	5.02	Ca	0.49
Al	0.13	Mn	0.11
Si	14.27	Fe	0.4
P	0.23	Rb	0.02
S	0.15	O	41.27

2.1.3 โซเดียมไฮดรอกไซด์ (NaOH)

โซเดียมไฮดรอกไซด์ (NaOH) เป็นของแข็งสีขาว ดูดความชื้นได้ดีมาก ละลายน้ำได้ดี ที่ใช้ในการดำเนินการวิจัยจะมีลักษณะเป็นเกร็ด ซึ่งมีองค์ประกอบดังตารางที่ 2.5

ตารางที่ 2.5 องค์ประกอบของโซเดียมไฮดรอกไซด์

องค์ประกอบ	Wt %
Sodium Hydroxide	96
Sodium Carbonate	0.75
Inert ingredients	3.25
Total	100

2.1.4 ทรายทุติยภูมิ (Secondary dross)

เมื่อนำกลับคืนหรือสปรูมภูมิแล้วจะได้ทรายทุติยภูมิ ซึ่งมีลักษณะสีดำ จะมีโลหะเงินเพิ่มขึ้นเป็น 1.41 เปอร์เซ็นต์ ดังตารางที่ 2.6 และเปอร์เซ็นต์โลหะดีบุกน้อยลงเมื่อเทียบกับหรือสปรูมภูมิ และเมื่อนำทรายทุติยภูมิไปวิเคราะห์หาขนาดอนุภาคด้วยเครื่อง Particle size analyzer พบว่าขนาดอนุภาคเฉลี่ยเป็น 83.16 ไมครอน (D_{50}) ซึ่งดูได้ดังรูปที่ 2.9



รูปที่ 2.8 ลักษณะของทรายทุติยภูมิ

ตารางที่ 2.6 ผลวิเคราะห์เคมีของทรายทุติยภูมิ

ธาตุ	Sn	Pb	As	Bi	Cu	Fe	Ni	Ag
น้ำหนัก (Wt %)	88.90	0.068	0.007	0.006	0.518	0.23	0.008	1.41



Beckman Coulter LS Particle Size Analyzer

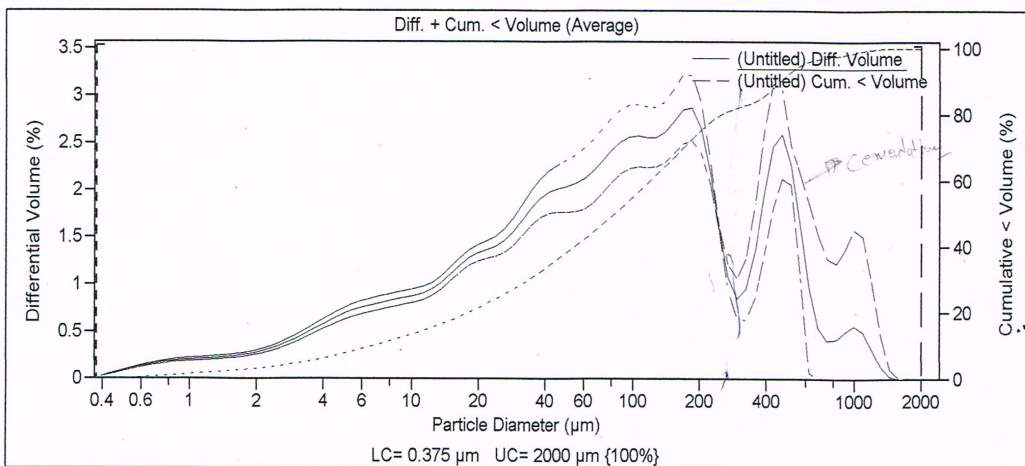
4 Feb 2010 16:24

Thailand Smelting And Refining Co., Ltd. (F-QC-045)

File ID: SAC DROSS
 Sample ID: FORM K.PICHAJ
 Operator: TP
 Optical model: garnet.rf780d
 LS 13 320 Universal Liquid Module
 Fluid: Water

Average of 3 files:

J:\SAMPLE FROM CUSTOMER\SAC DROSS\040210\SAC DROSS_FORM K.PICHA_06.sav
 J:\SAMPLE FROM CUSTOMER\SAC DROSS\040210\SAC DROSS_FORM K.PICHA_08.sav
 J:\SAMPLE FROM CUSTOMER\SAC DROSS\040210\SAC DROSS_FORM K.PICHA_10.sav



Volume Statistics (Arithmetic)

Calculations from 0.375 µm to 2,000 µm

Volume: 100%
 Mean: 163.7 µm S.D.: 211.5 µm
 Median: 83.16 µm C.V.: 129%
 Mean/Median ratio: 1.969
 Mode: 185.4 µm

d₁₀: 6.787 µm d₅₀: 83.16 µm d₉₀: 463.9 µm

<10% <50% <90%
 6.787 µm 83.16 µm 463.9 µm

>10% >50% >90%
 463.9 µm 83.16 µm 6.787 µm

<20 µm	<25 µm	<38 µm	<45 µm	<75 µm	<105 µm	<315 µm	<425 µm
21.4%	24.7%	32.1%	35.7%	47.3%	56.3%	82.6%	87.6%

>20 µm	>25 µm	>38 µm	>45 µm	>75 µm	>105 µm	>315 µm	>425 µm
78.6%	75.3%	67.9%	64.3%	52.7%	43.7%	17.4%	12.4%

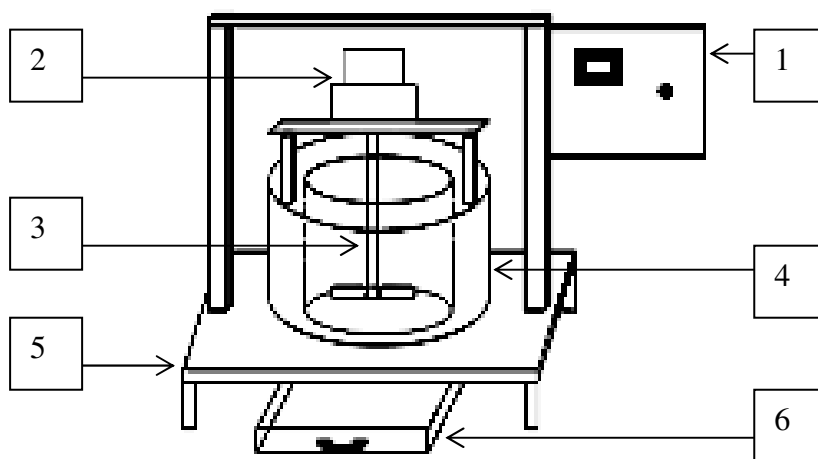
Hatach J

รูปที่ 2.9 การกระจายตัวขนาดอนุภาคของครีออสฟุคตียม

2.2 เครื่องมือและอุปกรณ์

2.2.1 เครื่องสกัดโลหะ (Metal extraction apparatus)

เครื่องมือจะประกอบไปด้วย เบ้าสำหรับผสมหรือสปูมกวม และแกลบบด จะมีใบพัดกวน ซึ่งกวนด้วยความเร็วคงที่ สามารถใส่ได้ 5 กิโลกรัม ที่ก้นเบ้าจะเจาะรูไว้สำหรับให้น้ำโลหะไหล ออก รอบ ๆ เบ้าจะมีขดลวดสำหรับการให้ความร้อน ซึ่งสามารถให้ความร้อนถึง 600 องศาเซลเซียส ด้านล่างจะมีเบ้าสำหรับรับน้ำโลหะตอนบีบคั้นด้วยแม่แรง สามารถดูรูปประกอบได้ดังรูปที่ 2.10



รูปที่ 2.10 เครื่องสกัดโลหะ, 1. ชุดควบคุม, 2. มอเตอร์กวน, 3. ใบพัดกวน, 4. เบ้าหลอมโลหะ, 5. Platform, 6. ถาดรองน้ำโลหะ



รูปที่ 2.11 เครื่องสกัดโลหะ

2.2.2 Atomic Absorption Spectrophotometer (AAS) รุ่น Analyst 300

2.1.2 Inductively Coupled Plasma (ICP) รุ่น SPECTRO ARCOS

2.1.3 Optical Emission Spectrophotometer (OES) รุ่น SPECTRO LAB

Serial no. 118873/05

2.1.4 อุปกรณ์ที่ใช้ในการเผาหรือสทนต์กับโซเดียมไฮดรอกไซด์

อุปกรณ์จะประกอบไปด้วยชุด Burner ที่ใช้แก๊สในการเผา ระบายเหลือก็จะใช้ในการผสมและตั้งอยู่บนหัวเผา มี Hood ดูดควัน ในการดูดควันซึ่งเกิดจากการเผาไหม้ในขณะที่ทำการทดลองซึ่งสามารถดูได้จากรูปที่ 2.12



รูปที่ 2.12 อุปกรณ์ที่ใช้ในการเผาโซเดียมไฮดรอกไซด์กับครีออสทนต์

2.3 การออกแบบการทดลองและวิธีการทดลอง

2.3.1 ศึกษาผลของอัตราส่วนผสมของแคลบบต่อการนำกลับคืนโลหะบัดกรีจากเครื่องสปรัมมูมิ

ศึกษาถึงอัตราส่วนผสมของแคลบบต่อการนำกลับคืนโลหะจากเครื่องสปรัมมูมิโดยใช้อัตราส่วนผสมดังนี้

- เครื่องสปรัมมูมิ 2 กิโลกรัมต่อแคลบบด 0 กรัม
- เครื่องสปรัมมูมิ 2 กิโลกรัมต่อแคลบบด 50 กรัม
- เครื่องสปรัมมูมิ 2 กิโลกรัมต่อแคลบบด 100 กรัม
- เครื่องสปรัมมูมิ 2 กิโลกรัมต่อแคลบบด 150 กรัม

ในการทดลองจะกำหนดน้ำหนักของเครื่องสปรัมมูมิให้คงที่ไว้ที่ 2 กิโลกรัม และเปลี่ยนแปลงปริมาณแคลบบดจาก 0 ถึง 150 กรัม

2.3.2 ศึกษาผลของอุณหภูมิต่อการนำกลับคืนโลหะบัดกรีจากเครื่องสปรัมมูมิ

ศึกษาอุณหภูมิการเผาที่ 400, 450 และ 500 องศาเซลเซียส โดยการควบคุมการกวนคงที่ หลังจากเผาด้วยแคลบจะบีบอัดด้วยแม่แรงจนน้ำโลหะไหลลงสู่ภาชนะด้านล่างแล้วนำไปวิเคราะห์ด้วยเครื่อง OES ส่วนเครื่องสฤติยภูมิจะนำไปวิเคราะห์ด้วยเครื่อง AAS

2.3.3 ศึกษาผลของอัตราส่วนผสมของโซเดียมไฮดรอกไซด์และเครื่องสฤติยภูมิต่อการนำกลับคืนโลหะบัดกรีจากเครื่องสฤติยภูมิ

เครื่องสฤติยภูมิจะนำไปวิเคราะห์ด้วยเครื่อง AAS และผสมกับโซเดียมไฮดรอกไซด์แล้วเผาที่อัตราส่วนดังตารางที่ 2.7 และ 2.8

ตารางที่ 2.7 อัตราส่วนผสมของครีอสทุดิยุมิกับโซเดียมไฮดรอกไซด์ ครั้งที่ 1

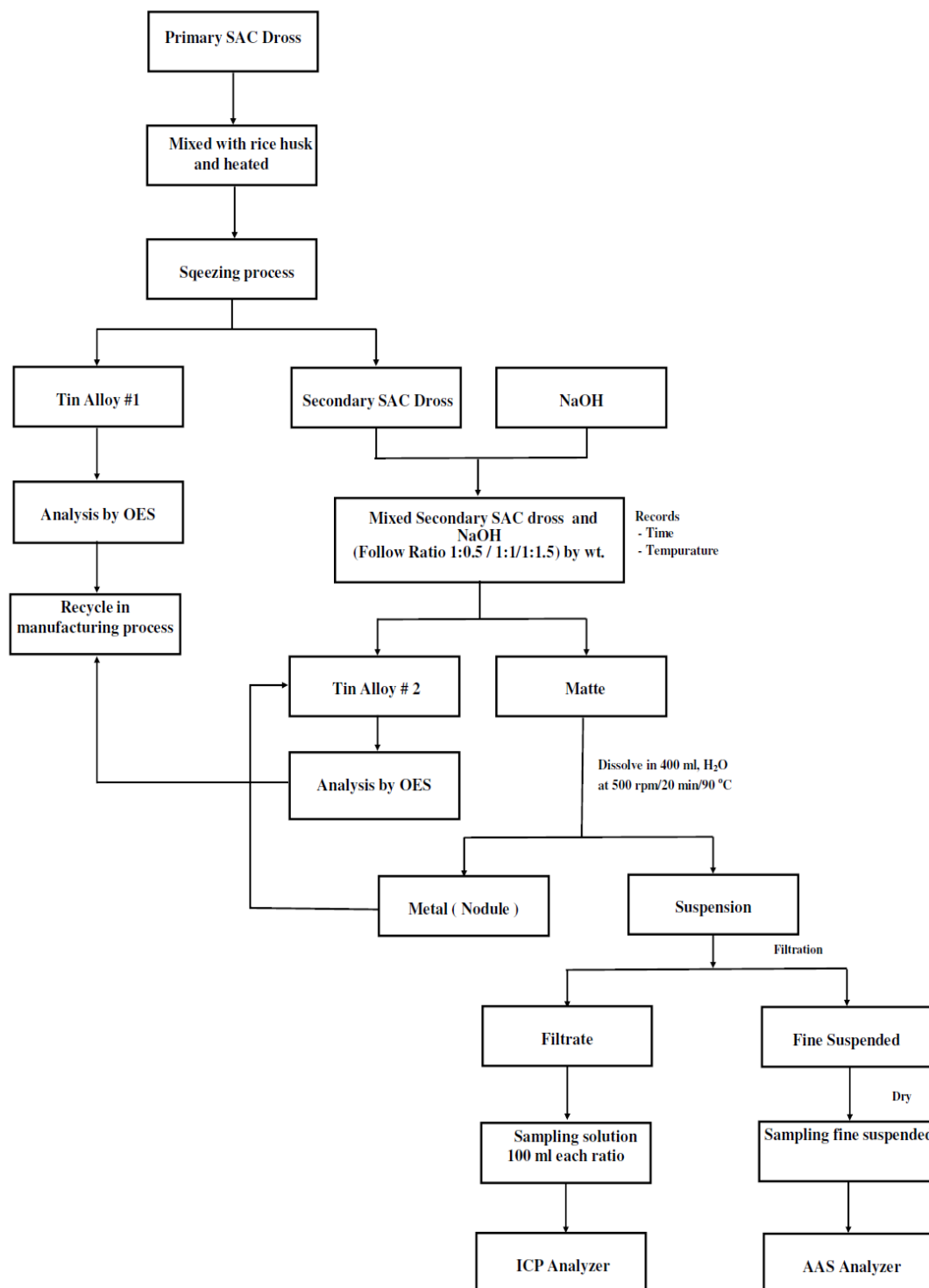
อัตราส่วนผสม 1:0.5 (กรัม)		อัตราส่วนผสม 1:1 (กรัม)		อัตราส่วนผสม 1:1.5 (กรัม)	
ครีอสทุดิยุมิ	NaOH	ครีอสทุดิยุมิ	NaOH	ครีอสทุดิยุมิ	NaOH
10	5	10	10	10	15
20	10	20	20	20	30
30	15	30	30	30	45
40	20	40	40	40	60

ตารางที่ 2.8 อัตราส่วนผสมของครีอสทุดิยุมิกับโซเดียมไฮดรอกไซด์ ครั้งที่ 2

ครั้งที่	อัตราส่วนผสม 1:0.5 (กรัม)		อัตราส่วนผสม 1:1 (กรัม)		อัตราส่วนผสม 1:1.5 (กรัม)	
	ครีอสทุดิยุมิ	NaOH	ครีอสทุดิยุมิ	NaOH	ครีอสทุดิยุมิ	NaOH
1	100	50	100	100	100	150
2	100	50	100	200	100	300

เมื่อเผาแล้วได้โลหะผสมนำไปวิเคราะห์ด้วย OES ส่วน matte จะนำไปละลายน้ำ 400 มิลลิลิตร ที่อุณหภูมิ 90 องศาเซลเซียส อัตราการกวน 500 รอบต่อนาที และเวลา 20 นาที จะได้โลหะเม็ดเล็ก ๆ (Module) ส่วนสารละลายจะนำไปกรองแยกตะกอน (Fine suspended) แล้วนำไปอบให้แห้งหลังจากนั้นจึงชั่งตัวอย่างนำไปวิเคราะห์ต่อไป

2.4 ขั้นตอนการดำเนินการวิจัยโดยสรุป



รูปที่ 2.13 ขั้นตอนการดำเนินการวิจัยโดยสรุป

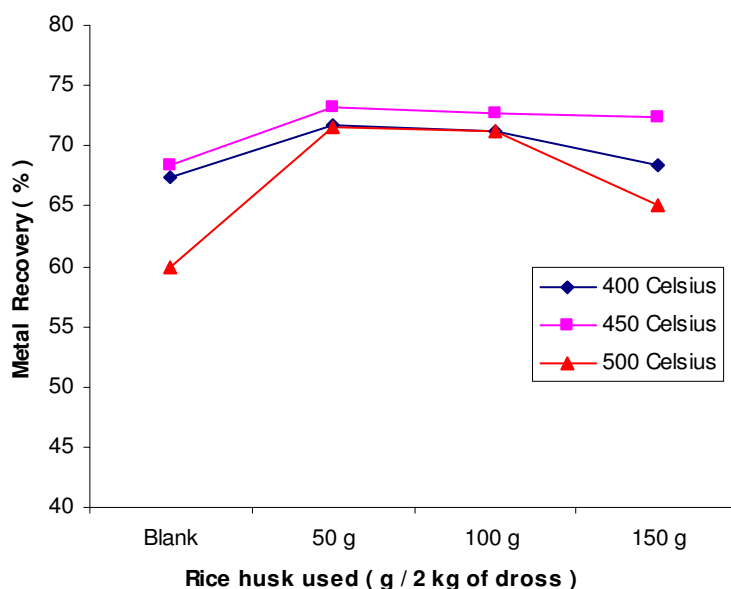
บทที่ 3

ผลการทดลองและวิเคราะห์ผลการทดลอง

3.1 ขั้นตอนการสกัดโลหะด้วยแอลบด

3.1.1 ผลของอุณหภูมิที่มีผลต่อการนำกลับคืนโลหะผสม

จากผลการทดลองผลปรากฏว่า อัตราการนำกลับคืนโลหะผสมจะเพิ่มมากขึ้นเมื่อเพิ่มอุณหภูมิให้สูงขึ้น และจะลดลงที่อุณหภูมิ 500 องศาเซลเซียส ซึ่งอาจจะเป็นผลมาจากที่อุณหภูมิสูงทำให้ครีออสปรัมภูมิเกิดออกไซด์เพิ่มมากขึ้นด้วย ปริมาณนำกลับคืนโลหะผสมเมื่อไม่ใส่แอลบดเข้าไป ที่อุณหภูมิ 400 , 450 และ 500 องศาเซลเซียส ผลปรากฏว่านำกลับคืนโลหะผสมได้ 67 , 68 และ 60 เปอร์เซ็นต์โดยน้ำหนัก ส่วนปริมาณนำกลับคืนโลหะผสมที่มากที่สุดจะได้ 73.13 เปอร์เซ็นต์ ที่อุณหภูมิ 450 องศาเซลเซียส ดังรูปที่ 3.1



รูปที่ 3.1 ความสัมพันธ์ระหว่างการนำกลับคืนโลหะจากครีออสปรัมภูมิกับปริมาณแอลบดที่ใช้

3.1.2 ผลของอัตราส่วนผสมระหว่างครีออสปฐุมภูมิและแคลบบดที่มีผลต่อการนำกลับคืนโลหะ

จากการทดลองผลของอัตราส่วนผสมพบว่า ที่อัตราส่วนผสมของครีออสปฐุมภูมิและแคลบบดที่ดีที่สุดจะเป็นอัตราส่วนผสมครีออสปฐุมภูมิ 2 กิโลกรัมต่อแคลบบด 50 กรัม จะได้การนำกลับคืนโลหะ 73.13 เปอร์เซ็นต์ เมื่อไม่ใส่แคลบบดเข้าไปจะได้โลหะผสมออกมาลดลงประมาณ 5-10 เปอร์เซ็นต์ ซึ่งแคลบบดจะทำหน้าที่เป็นตัวรีดิวซึ่งเอเจนต์ (Reducing agent) ทำปฏิกิริยาที่ผิวออกไซด์ของครีออสปฐุมภูมิจะทำให้น้ำโลหะไหลออกมา ส่วนครีออสปฐุมภูมิซึ่งจะนำไปกลับคืนในขั้นตอนที่ 2 ต่อไป

ตารางที่ 3.1 ผลการนำกลับคืนโลหะผสมจากครีออสปฐุมภูมิ

Rice husk used (g per 2 kg of dross)	Metal Recovery (wt. %)		
	400 °C	450 °C	500 °C
Blank	67.37	68.45	60.00
50	71.75	73.13	71.52
100	71.20	72.70	71.27
150	68.42	72.43	65.00

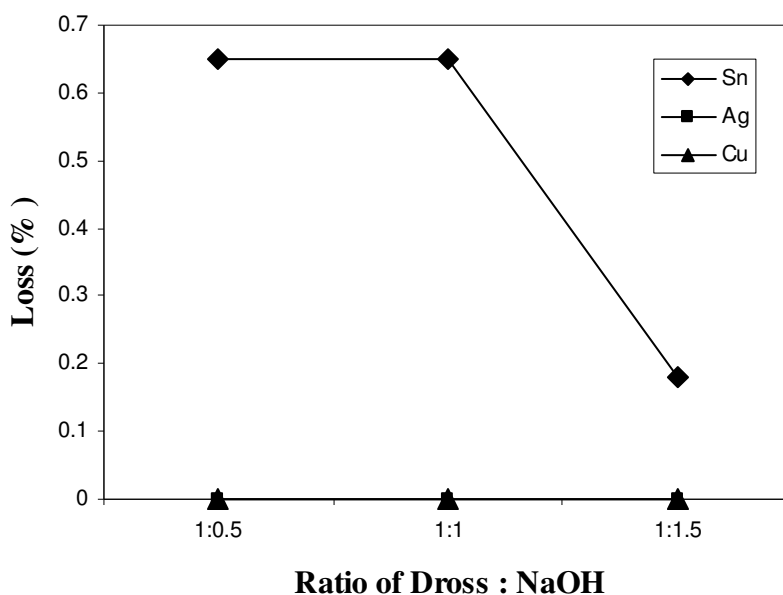
3.2 ขั้นตอนการเผาครีออสปฐุมภูมิกับโซเดียมไฮดรอกไซด์

3.2.1 ผลของอัตราส่วนผสมระหว่างครีออสปฐุมภูมิกับโซเดียมไฮดรอกไซด์ครั้งที่ 1

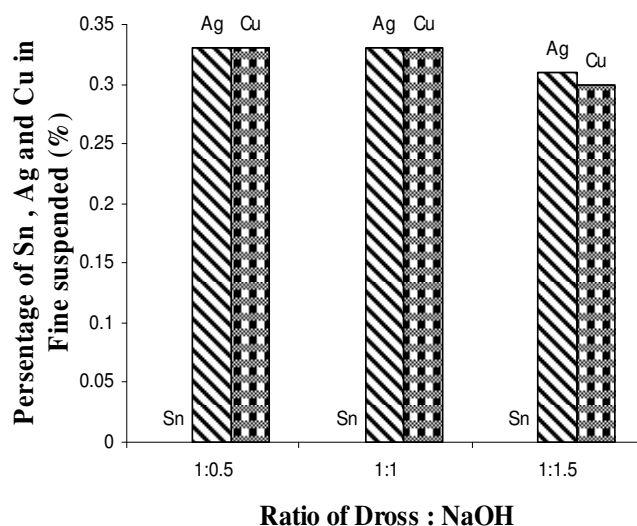
ในการทดลองนี้จะใช้ปริมาณครีออสปฐุมภูมิและโซเดียมไฮดรอกไซด์ในปริมาณน้อย ซึ่งผลการทดลองปรากฏว่า ที่อัตราส่วนผสม 1: 1 ของครีออสปฐุมภูมิต่อโซเดียมไฮดรอกไซด์จะได้โลหะผสมในการนำกลับคืนมากที่สุด และพบว่ามีโลหะเงินอยู่ประมาณ 2.6 เปอร์เซ็นต์ ใน Fine suspended พบโลหะเงินประมาณ 1.1 เปอร์เซ็นต์ เมื่อคิดเทียบเป็นน้ำหนักแล้วน้อยมาก ส่วนใน Filtrate ไม่มีโลหะเงินอยู่เลย

3.2.2 ผลของอัตราส่วนผสมระหว่างดริสทุติยภูมิกับโซเดียมไฮดรอกไซด์ครั้งที่ 2

ในการเผาหรือสทุติยภูมิกับโซเดียมไฮดรอกไซด์ จะทำปฏิกิริยากับออกไซด์ของโลหะต่าง ๆ จนทำให้อยู่ในสภาพที่สามารถละลายน้ำได้ เรียกว่า Matte ส่วนโลหะที่ถูกห่อหุ้มด้วยออกไซด์จะไหลออกมา แล้วนำ Matte ไปละลายน้ำจะได้ Suspension และ Metal Module เมื่อนำ Suspension ไปกรองจะได้ Filtrate และ Fine suspended แล้วนำ Filtrate ไปวิเคราะห์ไม่พบธาตุเงิน แต่มีดีบุกอยู่ประมาณ 2 – 5 เปอร์เซ็นต์ ส่วน Fine suspended จะได้จากตะกอนของธาตุต่าง ๆ ที่ตกตะกอนในสภาพเบส และพบว่าเมื่ออัตราส่วนของโซเดียมไฮดรอกไซด์เพิ่มมากขึ้น ปริมาณ Fine suspended จะเพิ่มมากขึ้นด้วย แต่เปอร์เซ็นต์โลหะดีบุก เงิน และทองแดงจะลดลง ส่วนปริมาณ Filtrate น้อยลง เมื่อนำไปวิเคราะห์ก็ไม่พบโลหะเงินเลย อัตราส่วนผสมที่ดีที่สุดในการนำกลับคืนโลหะ คือ อัตราส่วนผสมของดริสทุติยภูมิกับโซเดียมไฮดรอกไซด์ 1 : 1 สามารถนำกลับโลหะผสมได้ประมาณ 16.94 เปอร์เซ็นต์โดยน้ำหนัก



รูปที่ 3.2 ความสัมพันธ์ระหว่างอัตราส่วนผสมระหว่างดริสทุติยภูมิกับโซเดียมไฮดรอกไซด์ กับ % Loss ของ ดีบุก, เงิน และทองแดง



รูปที่ 3.3 ความสัมพันธ์ระหว่างอัตราส่วนระหว่างครีออสทุติยภูมิกับ โซเดียมไฮดรอกไซด์ผสมกับ เปอร์เซ็นต์โลหะดีบุก , เงิน และทองแดงใน Fine Suspended

จากรูป 3.3 เมื่ออัตราส่วนผสมระหว่างครีออสทุติยภูมิกับ โซเดียมไฮดรอกไซด์มากขึ้น ปริมาณ ดีบุก เงิน และทองแดง ใน Fine suspended ก็น้อยลงด้วย เนื่องจากปริมาณ โซเดียมไฮดรอกไซด์ที่มากสามารถทำปฏิกิริยากับออกไซด์ที่ผิวครีออสทุติยภูมิ จนทำให้กลายเป็นโลหะได้มากขึ้น ใน Filtrate เมื่ออัตราส่วนผสมระหว่างครีออสทุติยภูมิกับ โซเดียมไฮดรอกไซด์มากขึ้น จะทำให้ปริมาณโลหะดีบุกใน Filtrate น้อยลงด้วย เพราะปริมาณ โซเดียมไฮดรอกไซด์ไปทำปฏิกิริยากับออกไซด์ที่ผิวของครีออสทุติยภูมิได้มากขึ้นจนกลายเป็นโลหะดีบุกมาก จึงทำให้ปริมาณดีบุกใน Filtrate น้อย



รูปที่ 3.4 ลักษณะของ Matte



รูปที่ 3.5 ลักษณะของโลหะ Fine Suspended

ตารางที่ 3.2 Balance ของอัตราส่วนผสมระหว่างครีออสทุติยภูมิกับโซเดียมไฮดรอกไซด์ที่ 1:0.5

Product	% Wt	% Assay			% Distribution		
		Sn	Ag	Cu	Sn	Ag	Cu
Primary dross	100.00	94.72	1.39	0.59			
Tin Alloy #1	73.13	97.81	1.43	0.63	82.71	72.56	81.57
Tin Alloy #2	14.91	96.48	2.62	0.69	16.63	27.11	18.10
Fine suspended	0.82	0.12	0.58	0.23	0.00	0.33	0.33
Loss in soluble	11.14	5.05	ND	ND	0.65	-	-
Reconstructed feed	100.00				100.00	100.00	100.00

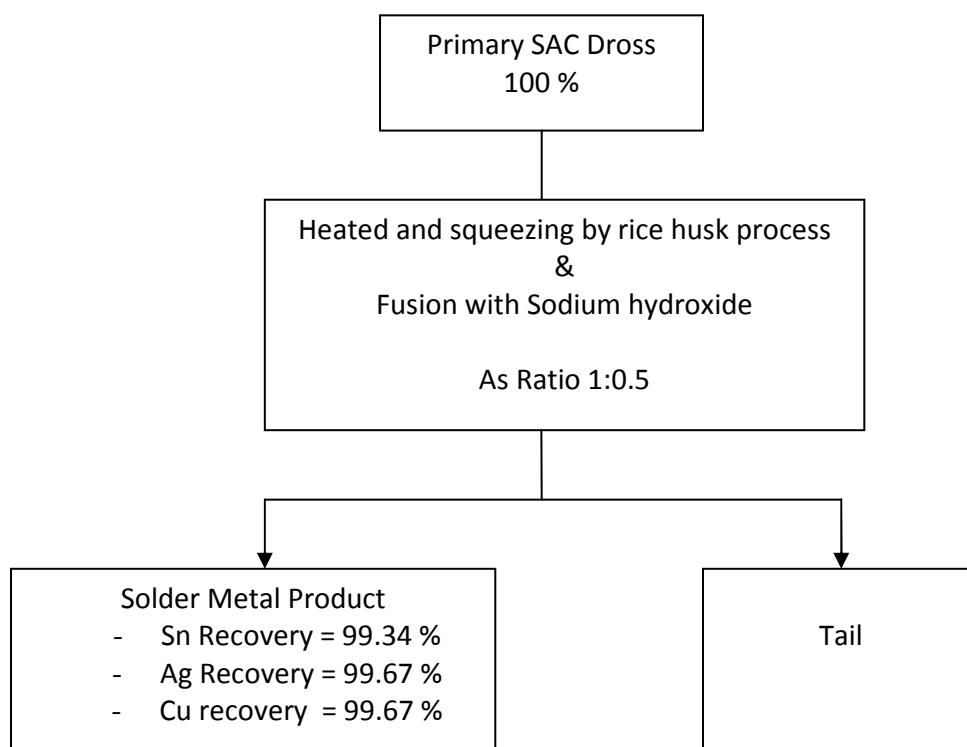
ตารางที่ 3.3 Balance ของอัตราส่วนผสมระหว่างครีออสทุติยภูมิกับโซเดียมไฮดรอกไซด์ที่ 1:1

Product	% Wt	% Assay			% Distribution		
		Sn	Ag	Cu	Sn	Ag	Cu
Primary dross	100.00	94.72	1.39	0.59			
Tin Alloy #1	73.13	97.81	1.43	0.63	81.10	70.32	79.18
Tin Alloy #2	16.94	96.51	2.58	0.71	18.54	29.39	20.53
Fine suspended	2.14	0.12	0.20	0.08	0.00	0.29	0.29
Loss in soluble	7.79	4.12	ND	ND	0.36	-	-
Reconstructed feed	100.00				100.00	100.00	100.00

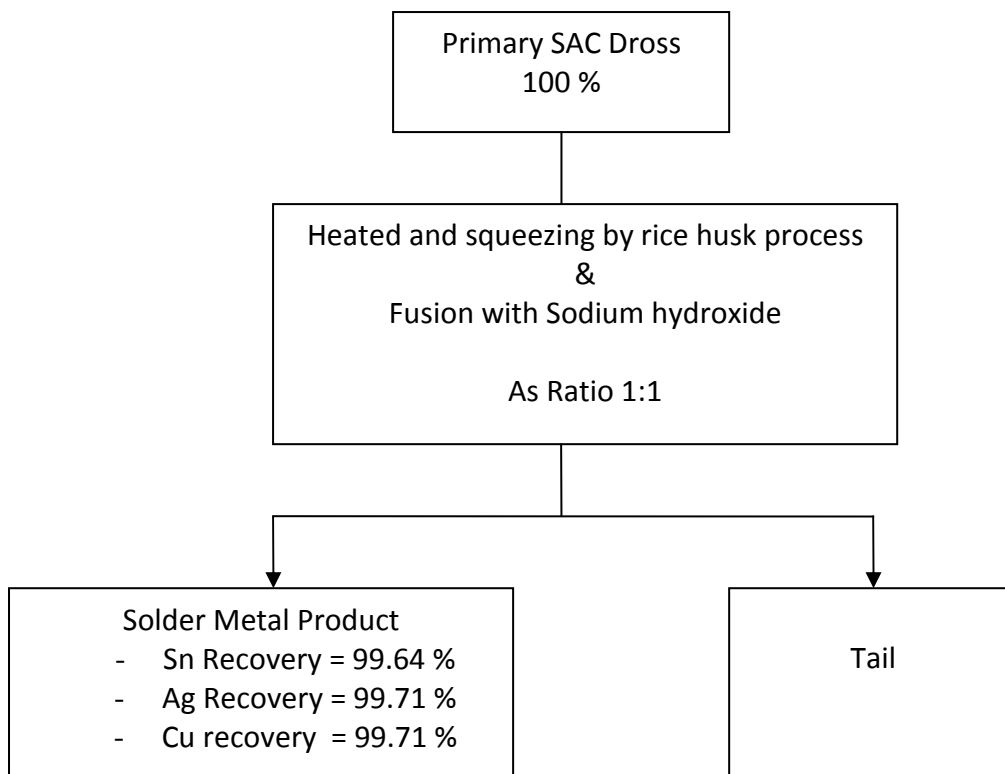
ตารางที่ 3.4 Balance ของอัตราส่วนผสมระหว่างครี้อุตุนิยมกับโซเดียมไฮดรอกไซด์ที่ 1:1.5

Product	% Wt	% Assay			% Distribution		
		Sn	Ag	Cu	Sn	Ag	Cu
Primary dross	100.00	94.72	1.39	0.59			
Tin Alloy #1	73.13	97.81	1.43	0.63	81.47	70.57	80.23
Tin Alloy #2	16.69	96.53	2.59	0.67	18.35	29.12	19.47
Fine suspended	2.89	0.06	0.16	0.06	0.00	0.31	0.30
Loss in soluble	7.29	2.11	ND	ND	0.18	-	-
Reconstructed feed	100.00				100.00	100.00	100.00

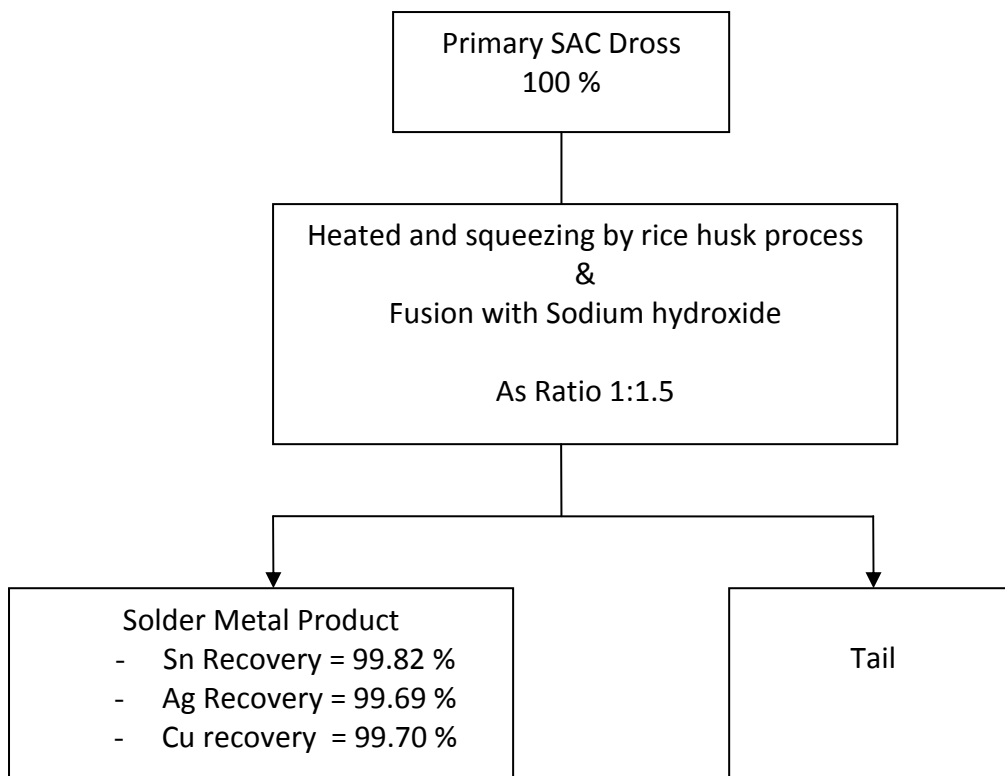
ND : มีปริมาณน้อยมากจนไม่สามารถตรวจวัดปริมาณได้ (Ag < 0.009 ppm , Cu = 0.02 ppm)



รูปที่ 3.6 การนำกลับคืนโลหะที่อัตราส่วนผสม 1 : 0.5



รูปที่ 3.7 การนำกลับคืนโลหะที่อัตราส่วนผสม 1 : 1



รูปที่ 3.8 การนำกลับคืนโลหะที่อัตราส่วนผสม 1 : 1.5

จากกระบวนการนำกลับคืนโลหะผสมทั้งสองขั้นตอนสามารถนำกลับคืนโลหะผสมได้มากกว่า 99 เปอร์เซ็นต์ โดยที่กระบวนการนำกลับคืนโลหะขั้นตอนแรกด้วยกระบวนการเผาด้วยแคลบด เป็นกระบวนการนำกลับคืนโลหะดีบุกเป็นหลัก โดยมีเปอร์เซ็นต์การนำกลับคืนอยู่ที่ 81-83 เปอร์เซ็นต์ ส่วนกระบวนการที่สองเป็นกระบวนการนำกลับคืนโลหะด้วยการเผาด้วยโซเดียมไฮดรอกไซด์เป็นกระบวนการนำกลับคืนโลหะเงินเป็นหลัก โดยมีเปอร์เซ็นต์การนำกลับคืนอยู่ที่ 27-30 เปอร์เซ็นต์ ทั้งสองขั้นตอนสามารถนำกลับคืนโลหะผสมได้มากกว่า 99.9 เปอร์เซ็นต์ ซึ่งโลหะที่ได้สามารถนำกลับเข้าสู่กระบวนการผลิตได้เลย ส่วนของเสียที่ได้จะมีโลหะอยู่น้อยมากเมื่อคิดเทียบกับน้ำหนัก แต่สามารถใช้กระบวนการ Electrowining ในการสกัดโลหะออกได้

บทที่ 4

บทสรุปและข้อเสนอแนะ

4.1 สรุปผลการทดลอง

จากการทดลองการนำกลับโลหะผสมจากครีออสของโลหะผสมระหว่างดีบุก เงิน และทองแดง พบว่า ขั้นตอนที่หนึ่ง การนำกลับคืนโลหะผสมด้วยแกลบบดสามารถนำกลับโลหะผสมได้มากที่สุดประมาณ 73.13 เปอร์เซ็นต์ ที่อุณหภูมิ 450 องศาเซลเซียส โดยใช้อัตราส่วนครีออสปฐภูมิ 2 กิโลกรัมต่อแกลบบด 50 กรัม ประสิทธิภาพของแกลบบดในการนำกลับโลหะผสมประมาณ 5 – 10 เปอร์เซ็นต์เมื่อเปรียบเทียบกับการไม่ใส่แกลบบด โดยโลหะผสมที่ได้มีองค์ประกอบทางเคมี 97.81 % ดีบุก, 1.43 % เงิน และ 0.63 % ทองแดง ซึ่งสามารถนำโลหะผสมนี้กลับเข้าสู่กระบวนการผลิตได้

ขั้นตอนที่สอง การนำกลับคืนด้วยการเผากับโซเดียมไฮดรอกไซด์ โดยในขั้นตอนนี้สามารถนำกลับโลหะผสมได้อีก 14 – 17 เปอร์เซ็นต์โดยน้ำหนัก ที่อัตราส่วน 1 : 1 ของปริมาณครีออสปฐภูมิและโซเดียมไฮดรอกไซด์สามารถนำกลับโลหะผสมได้มากที่สุดประมาณ 16.94 เปอร์เซ็นต์โดยน้ำหนัก โลหะผสมมีองค์ประกอบทางเคมี 96.51 % ดีบุก, 2.58 % เงิน และ 0.71 % ทองแดง ในขั้นตอนนี้องค์ประกอบทางเคมีของโลหะเงินจะเพิ่มขึ้นประมาณสองเท่าขององค์ประกอบทางเคมีครีออสปฐภูมิ ถือได้ว่าเป็นการนำกลับคืนโลหะเงินเป็นหลัก ซึ่งโลหะผสมนี้สามารถนำกลับเข้าสู่กระบวนการผลิตได้เช่นเดียวกัน ส่วนปริมาณ Fine suspended จะมีปริมาณมากขึ้นเมื่อปริมาณโซเดียมไฮดรอกไซด์เพิ่มขึ้น มีประมาณ 0.8 – 3.0 เปอร์เซ็นต์โดยน้ำหนัก มีองค์ประกอบทางเคมีประมาณ 0.06-0.12 % ดีบุก, 0.15-0.60 % เงิน และ 0.05-0.25 % ทองแดง ใน Filtrate จะไม่พบโลหะเงินและทองแดงเลย แต่จะพบโลหะดีบุกอยู่ประมาณ 2-5 เปอร์เซ็นต์ เนื่องจากดีบุกออกไซด์เมื่อเผาด้วยโซเดียมไฮดรอกไซด์ จะกลายเป็นรูปดีบุก (Na_2SnO_3) ที่สามารถละลายน้ำได้

ทั้งสองขั้นตอนในการนำกลับโลหะผสมนี้ สามารถนำกลับโลหะผสมที่สามารถนำกลับเข้าสู่กระบวนการผลิตได้มากกว่า 99.9 เปอร์เซ็นต์ ซึ่งกระบวนการนำกลับนี้เป็นกระบวนการที่ใช้ต้นทุนน้อยเมื่อเทียบกับกระบวนการทางความร้อน (Pyrometallurgy)

4.2 ข้อเสนอแนะ

เนื่องจากใน Filtrate ยังมีโลหะดีบุก สามารถนำไปผ่านกระบวนการนำกลับคืนโลหะดีบุกได้ด้วยวิธีการตกตะกอนหรือเป็นกระบวนการ Electrowinning (วรรณิ วิริยะยุทธกร, อรุณี ทับเที่ยง , 1984)

บรรณานุกรม

- จิราภรณ์ สงเคราะห์, ไพทิพย์ ชีรเวชญาณ, วรรณต์ นาคบรรพต เนตรประดิษฐ์, “ การดูดซับโลหะเงินจากน้ำยากงภาพที่เสื่อมสภาพแล้วโดยใช้เกลบและไคโตรเซน ” , ภาควิชาเทคโนโลยีการพิมพ์ คณะครุศาสตร์อุตสาหกรรม, มหาวิทยาลัยเทคโนโลยีพระจอมเกล้าธนบุรี, กรุงเทพฯ, 2005
- ธีระพันธ์ พิมพ์ทอง, “ กิเนติกส์ของการละลายสังกะสีจากฝุ่นเตาอาร์กไฟฟ้าด้วยโซเดียมไฮดรอกไซด์ ”, วิทยานิพนธ์ปริญญาโทมหาบัณฑิต, สาขาวิศวกรรมโลหการ, คณะวิศวกรรมศาสตร์, จุฬาลงกรณ์มหาวิทยาลัย, 2542
- มณฑป วัลยะเพ็ชร, กักดี ทรงเจริญ, ชรรมนุญ เชาวกิจ, มนชัย ศิริมา “การสกัดตะกั่วและเงินจากแร่กาลีน่า (RECOVERY OF LEAD AND SILVER FROM GALENA) ” , กองโลหกรรม กรมทรัพยากรธรณี, 1988.
- วรรณิ วิริยะยุทธกร, อรุณี ทับเที่ยง, “ การแยกคืนธาตุเงินจากน้ำยาล้างรูปที่ใช้แล้วโดยวิธีอิเล็กโตรลิซิส ”, คณะวิทยาศาสตร์ มหาวิทยาลัยสงขลานครินทร์, 1984.
- วีระ สนวนไชสง, “ การสกัดแยกเงินจากของทิ้งในห้องปฏิบัติการ, “ วารสารวิทยาศาสตร์บริการ ” , 2009 .
- สุชปา เนตรประดิษฐ์, วรรณต์ นาคบรรพต และ ธนาวุธ ลิมพานิชย์, “ปัจจัยที่มีผลต่อการแยกเงินออกจากน้ำยากงภาพใช้แล้วโดยวิธีดึงดูดด้วยแผ่นขั้วไฟฟ้า “, ภาควิชาเทคโนโลยีการพิมพ์และบรรจุภัณฑ์, คณะครุศาสตร์อุตสาหกรรม, มหาวิทยาลัยเทคโนโลยีพระจอมเกล้าธนบุรี, 2006
- A. Alonso–Gomez and G.T. Lapidus, “Inhibition of lead solubilization during the leaching of gold and silver in ammoniacal thiosulfate solutions (effect of phosphate addition),” *Hydrometallurgy*, Volume 99, Issues 1-2, October 2009, Pages 89-96.
- A. Miskufova, Petranikava, M. Kovacs, J. Briancin, T. Havlik and D. Orac. “Leaching of Aluminum dross in alkaline solution, Department of non-ferrous metal and waste treatment and Institute of Geotechnics, 2009
- A. Sharma, T. R. Rao, “Kinetic of Pyrolysis of Rice Husk”, *Bioresource Technology*, 1998, Vol. 67, pp. 53-59

- Briancin J., Miskufova , Petranikova , Kovacsm . and Orac D. , Leaching of Aluminium dross in Alkaline solution , Department of Non-ferrous metals and Waste Treatment and Faculty of Metallurgy Technical University of Kosia , 2009.
- C Andrew ., Greg W. Dicoski, Matthew J. Shaw, Paul R., “Leaching and recovery of gold using ammoniacal thiosulfate leach liquor(a review),” Haddad Australia Center for research on separation Science, School of chemistry, University of Tasmania, GPO Box 252-75, Tasmania, Australia, 2001.
- C. Sirinya , Kirati S. and Charkorn J. ,Extraction of Aluminium from Its Dross by fusion with Sodium hydroxide , Chulalongkorn Univeristy.
- D.S.R. Murthy, P.M. Prasad, “Leaching of gold and silver from Miller Process dross through non-cyanide leachants,” National Metallurgical Laboratory, C.S.I.R. Jamshedpur 831007, India , Department of Metallurgical Engineering, Bannaras Hindu University, Varanasi-221002, India, 1995.
- E.A. Abdel-Aal, F.E. Farghaly, “Preparation of silver powders in micron size from used photographic films via leaching–cementation technique,” Powder Technology, Volume 178, Issue 1, 5 September 2007, Pages 51-55.
- F. Jana , Peter Baláž, and Carlos Leon Villachica, “Thiosulfate leaching of silver, gold and bismuth from a complex sulfide concentrates,” Hydrometallurgy, Volume 77, Issues 1-2, April 2005, Pages 35-39.
- H. Benedict, T. Pitch and M. Yuen, “The Reduction and Control of Dross in the Wave Solder Process” , Plexus-Electronic Assembly Corporation, Neenah , 2010)
- K. Barbara , Zbigniew Adamski, “A Ferric chloride hydrometallurgical process for recovery of silver from electronic scrap materials,” Hydrometallurgy, Volume 12, Issue 1, February 1984, Pages 117-127.
- K. Wasyl, “Hydrometallurgical process for recovery of silver from silver bearing materials,” Hydrometallurgy, Volume 7, Issues 1-2, June 1981, Pages 77-97.
- K.E. Lobber and H. Antrekowitsch, “Treatment and disposal of residues from Aluminium dross recovery “, Institute of sustainable for sustainable waste management and Technology, Montan University Leoben .

- M. G. Aylmore and D.M. Mur, "Thiosulfate leaching of gold – a review," CSIRO Division of mineral, PO Box 90, Bentley WA6982, Australia, Journal of Hazardous Material, Journal homepage: www.elsevier.com/locate/jhazmat.
- M.A. Barakat, "Recovery of metal values from zinc solder dross," Industrial Waste Laboratory, Extraction Metallurgy Department, CMRDI , PO Box 87 Helwan, 11421, Cairo, Egypt, 1999.
- M. Salim Öncel, Mahir İnce, Mahmut Bayramolu, "Leaching of silver from solid waste using ultrasound assisted thiourea method," Ultrasonics Sonochemistry, Volume 12, Issue 3, February 2005, Pages 237-242.
- M. F. Almeida, M. A. Amarante, "Leaching of a silver bearing sulphide by-product with cyanide, thiourea and chloride solutions," Minerals Engineering, Volume 8, Issue 3, March 1995, Pages 257-271.
- N. Sathaiyan, V. Nandakumar, P. Rammachandran, "Hydrometallurgical recovery of silver from waste silver oxide button cell," Center Electrochemical Research Institute, Karaikudi 630 006, India, 2006.
- O. N. Kononova, A.G. Kholmogorov, N.V. Danilenko, N.G. Goryaeva, K.A. Shatnykh, S.V. Kachin, "Recovery of silver from thiosulfate and thiocyanate leach solutions by adsorption on anion exchange resins and activated carbon," Hydrometallurgy, Volume 88, Issues 1-4, August 2007, Pages 189-195.
- P. Yandyeon, "Extraction of tin from roaster dust by alkaline leaching ", Chulalongkorn University, 2001.
- P. Young Jun and Derek J. Fray, "Recovery of high purity precious metals from prints circuit boards," Journal of Hazardous Material, Volume 164, Issues 2-3, 30 May 2009, page 1152 -1158.
- P.C. Holloway, K.P. Merriam, T. H. Etsell, "Nitric acid leaching of silver sulphide precipitates," Department of chemical and material engineering, University of Alberta, Edmonton, Alberta, Canada T6G 2G6, Hudson bay mining and smelting Co., P.O. Box 1, 500 film, Manitoba Canada R&A 1S8, 2004.
- P.D. Grover and P.V. Ramachandra Iyer, "Combustion and Gasification Characteristics of Rice Husk", *Fuel*, 1992, Vol. 71, pp. 889-894.

- P. Rusin, J. Cassells, J. Sharp, R. Arnold, N.A. Sinclair, "Bioprocessing of refractory oxide ores by bioreduction: Extraction of silver, molybdenum, and copper," *Minerals Engineering*, Volume 5, Issues 10-12, October-December 1992, Pages 1345-1354.
- R. Brianes and G.T, Lapidus, "The leaching of silver sulfide with the thiosulfate–ammonia–cupric ion system," *Hydrometallurgy*, Volume 50, Issue 3, November 1998, Pages 243-260.
- S. Apisit and Niti Poowanathai, "Recovery of silver as silver nitrate from waste silver chloride in quantitative analysis laboratory," Faculty of Science, Kasetsart University, Bangkok Thailand, 2002.
- S. Tang Boon , "Selective Liquid – Liquid extraction of precious metals from semiconductor waste," Department of chemical engineering, Faculty of chemical and natural resource engineering, University Technology Malaysia, 2006.
- V. I. E. Ajiwe and I. E. Anyadiegwu, "Recovery of silver from industrial wastes , cassava solution effect," Department of science Technology, Nnamdi University, Awka, Nigeria , 1998.

ภาคผนวก

ตาราง ผ.1 การนำถั่วโสมมาต้มด้วยเตาอบ

Rice husk used (g per 2 kg of dross)	Temperature (°C)								
	400 °C			450 °C			500 °C		
	Metal	dross	Total	Metal	dross	Total	Metal	dross	Total
Blank	67.37	31.71	99.08	68.45	30.98	99.43	60.00	39.02	99.02
50 g	71.75	27.87	99.62	73.71	25.64	99.35	71.52	27.73	99.25
100 g	71.2	28.12	99.32	72.70	26.84	99.54	71.27	28.02	99.29
150 g	68.42	30.97	99.39	72.43	26.84	99.27	65.00	34.12	99.12

ตารางที่ ผ.2 อัตราส่วนผสมของดริสซุกุญิมต่อโซเดียมไฮดรอกไซด์ 1: 0.5 (ครั้งที่ 2)

ครั้งที่	ก่อนเผา (g)		หลังเผา (g)		Condition		Metal Recovery (%)	Filtrate (ml)	Sampling filtrate	Fine suspended (g)
	Secondary SAC Dross	NaOH	น้ำหนักรวม	โลหะ	เวลา (นาที)	อุณหภูมิ (C)				
1	100	50	152.53	53.54	4	346	53.54	365	100	5.48
2	100	50	151.25	57.45	5	411	57.45	372	100	8.48

ตารางที่ ผ.3 อัตราส่วนผสมของเครื่องทุติยภูมิต่อโซเดียมไฮดรอกไซด์ 1:1 (ครั้งที่ 2)

ครั้งที่	ก่อนเผา (g)		หลังเผา (g)		Condition		Metal Recovery (%)	Filtrate (ml)	Sampling filtrate	Fine suspended (g)
	Secondary SAC	NaOH	น้ำหนักรวม	โลหะ	เวลา (นาที)	อุณหภูมิ (C)				
1	100	100	198.58	61.27	6	416	61.27	302	100	22.36
2	100	100	198.92	64.85	8	387	64.85	299	100	38.02

ตารางที่ ผ.4 อัตราส่วนผสมของดริสทุยภูมิต่อโซเดียมไฮดรอกไซด์ 1:1.5 (ครั้งที่ 2)

ครั้งที่	ก่อนเผา (g)		หลังเผา (g)			Condition		Metal Recovery (%)	Filtrate (ml)	Sampling filtrate	Fine suspended (g)
	Secondary SAC Dross	NaOH	น้ำหนักรวม	โลหะ	เวลา (นาที)	อุณหภูมิ (C)					
1	100	150	243.21	61.98	6	396	61.98	295	100	63.15	
2	100	150	249.62	62.25	9	424	62.25	278	100	42.8	

ตารางที่ ๗.5 อัตราส่วนผสมของดrossทุติยภูมิต่อโซเดียมไฮดรอกไซด์ 1:0.5 (ครั้งที่ 1)

ก่อนเผา (g)	หลังเผา (g)		Condition		Metal Recovery (%)	Filtrate (ml)	Sampling filtrate	Fine suspended (g)
	น้ำหนักรวม	โลหะ	เวลา (นาที)	อุณหภูมิ (C)				
Secondary SAC Dross	NaOH							
10	5	14.95	4.09	4	413	81	5	0.88
20	10	29.70	9.73	3	370	80	5	1.73
30	15	44.07	15.75	3	383	84	5	6.45
40	30	69.61	21.98	3	391	57	5	2.55

ตารางที่ ๗.๖ อัตราส่วนผสมของเครื่องทุติยภูมิต่อโซเดียมไฮดรอกไซด์ 1:1 (ครั้งที่ 1)

ก่อนเผา (g)	หลังเผา (g)		Condition		Metal Recovery (%)	Filtrate (ml)	Sampling filtrate	Fine suspended (g)
	น้ำหนักรวม	โลหะ	เวลา (นาที)	อุณหภูมิ (C)				
Secondary SAC	NaOH							
Dross								
10	10	19.95	2	397	62.30	84	5	0.69
20	20	38.08	4	420	50.25	79	5	1.73
30	30	59.87	4	413	60.63	65	5	3.66
40	40	74.06	3	397	60.75	60	5	3.32

ตารางที่ ผ.7 อัตราส่วนผสมของดrossทุติยภูมิต่อโซเดียมไฮดรอกไซด์ 1:1.5 (ครั้งที่ 1)

ก่อนเผา (g)	หลังเผา (g)		Condition		Metal Recovery (%)	Filtrate (ml)	Sampling filtrate	Fine suspended (g)
	น้ำหนักรวม	โลหะ	เวลา (นาที)	อุณหภูมิ (C)				
Secondary SAC Dross	NaOH							
10	15	24.66	5.63	5	388	90	5	0.57
20	30	47.02	12.81	4	310	78	5	1.64
30	45	71.06	17.85	4	415	64	5	4.9
40	60	99.65	21.7	4	387	53	5	18.61

ตารางที่ ผ.8 Balance ของอัตราส่วนผสมระหว่างแร่หรือธาตุภูมิกับโซเดียมไฮดรอกไซด์ที่ 1:0.5 (ครั้งที่ 2)

Product	% Wt	% Assay			Unit			% Distribution		
		Sn	Ag	Cu	Sn	Ag	Cu	Sn	Ag	Cu
Primary dross	100.00	94.72	1.39	0.59	9472.00	139.00	59.10			
Tin Alloy #1	73.13	97.81	1.43	0.63	7152.85	104.58	46.07	82.71	72.56	81.57
Tin Alloy #2	14.91	96.48	2.62	0.69	1438.44	39.06	10.22	16.63	27.11	18.10
Fine suspended	0.82	0.12	0.58	0.23	0.10	0.48	0.19	0.00	0.33	0.33
Loss in soluble	11.14	5.05	ND	ND	56.26	0.00	0.00	0.65	-	-
Reconstructed feed	100.00				8647.64	144.12	56.48	100.00	100.00	100.00

ตารางที่ ผ.9 Balance ของอัตราส่วนผสมระหว่างครอสทูตียมกับโพสเซียมไฮดรอกไซด์ที่ 1:1 (ครั้งที่ 2)

Product	% Wt	% Assay			Unit			% Distribution		
		Sn	Ag	Cu	Sn	Ag	Cu	Sn	Ag	Cu
Primary dross	100.00	94.72	1.39	0.59	9472.00	139.00	59.10			
Tin Alloy #1	73.13	97.81	1.43	0.63	7152.85	104.58	46.07	81.10	70.32	79.18
Tin Alloy #2	16.94	96.51	2.58	0.71	1634.79	43.71	11.94	18.54	29.39	20.53
Fine suspended	2.14	0.12	0.20	0.08	0.26	0.43	0.17	0.00	0.29	0.29
Loss in soluble	7.79	4.12	ND	ND	32.09	0.00	0.00	0.36	-	-
Reconstructed feed	100.00				8819.99	148.71	58.19	100.00	100.00	100.00

ตารางที่ ๘.10 Balance ของอัตราส่วนผสมระหว่างครอสทูตฤกษ์กับโซเดียมไฮดรอกไซด์ที่ 1:1.5 (ครั้งที่ 2)

Product	% Wt	% Assay			Unit			% Distribution		
		Sn	Ag	Cu	Sn	Ag	Cu	Sn	Ag	Cu
Primary dross	100.00	94.72	1.39	0.59	9472.00	139.00	59.10			
Tin Alloy #1	73.13	97.81	1.43	0.63	7152.85	104.58	46.07	81.47	70.57	80.23
Tin Alloy #2	16.69	96.53	2.59	0.67	1611.09	43.14	11.18	18.35	29.12	19.47
Fine suspended	2.89	0.06	0.16	0.06	0.17	0.46	0.17	0.00	0.31	0.30
Loss in soluble	7.29	2.11	ND	ND	15.38	0.00	0.00	0.18	-	-
Reconstructed feed	100.00				8779.49	148.18	57.43	100.00	100.00	100.00



F-RES-003F/T ฉบับที่ 5 บังคับใช้ 29/05/52

เลขที่ 0185/53 หน้า 1/1

รายงานผลการทดสอบ

ชื่อและที่อยู่ลูกค้า : บริษัทไทยเลนส์ สมมติตั้ง แอนดรีไฟฟ์นิ่ง จำกัด
80 ม. 8 ถ. ศักดิ์เดช ต. วิชิต อ. เมือง จ.ภูเก็ต 83000

เลขที่ใบขอใช้บริการ : 0195/53

วันที่รับตัวอย่าง : 20 มกราคม 2553

วันที่ขอใช้บริการ : 20 มกราคม 2553

ผู้ทดสอบ : นางสาวทรงสุดา พรหมทอง

วันที่ทำการทดสอบ : 22 มกราคม 2553

วิธีการทดสอบ : อ้างอิง WI-RES-CHNS-O-001

เครื่องมือทดสอบ : CE Instruments Flash 1112 Series EA CHNS-O Analyzer

เทคนิคการทดสอบ : Dynamic Flash Combustion

สภาวะการทดสอบ : Furnace temperature : 900 °C Oven temperature : 65 °C
Carrier flow : 130mL/min Reference flow : 100mL/min
Oxygen flow : 250mL/min

รายละเอียดตัวอย่าง : แกลบบด จำนวน: 1 ตัวอย่าง

ผลการทดสอบ :

ลำดับที่	ตัวอย่าง	% มาตรฐาน (%RSD)		
		ไนโตรเจน	คาร์บอน	ไฮโดรเจน
1	แกลบบด	0.38 (0.77)	35.81 (0.26)	5.02 (1.29)

* ข้อมูลดิบถูกจัดเก็บในโฟลเดอร์ 0195-53

(นางสาวพัชรา สุกลรัตน์)

ผู้ตรวจสอบ

(รองศาสตราจารย์ ดร. ชاکริต ทองไธสง)

ผู้อำนวยการศูนย์เครื่องมือวิทยาศาสตร์





F-RES-003F/T ฉบับที่ 5 มังคับใช้ 29/05/52

เลขที่ 0324 / 53 หน้า 1 / 1

รายงานผลการทดสอบ

ชื่อและที่อยู่ลูกค้า : นายหิรัญ แก้วบุญทอง
บริษัท ไทยแลนด์ สเปคคิง แอนด์ รีไฟนิง จำกัด
80 หมู่ 8 ถนนศกคิเดช ตำบลวิจิตร อำเภอเมือง จังหวัดภูเก็ต 83000

เลขที่ใบขอใช้บริการฯ : 0353 / 53

วันที่รับตัวอย่าง : 4 กุมภาพันธ์ 2553

วันที่ขอใช้บริการฯ : 4 กุมภาพันธ์ 2553

ผู้ทดสอบ : นางสาวพัชรา สุกลรัตน์

วันที่ทำการทดสอบ : 4 กุมภาพันธ์ 2553

วิธีการทดสอบ : อ้างอิง WI-RES-DTA-001

เครื่องมือทดสอบ : Differential Thermal Analyzer (PerkinElmer, DTA7)

เทคนิคการทดสอบ : Differential Thermal Analysis


สภาวะการทดสอบ : ก๊าซ : ไนโตรเจน
โปรแกรมทดสอบ : Heat from 50.00 °C to 1,300.00 °C at 10.00 °C/min

รายละเอียดตัวอย่าง : Silver dross (Sn Ag Cu) จำนวน : 1 ตัวอย่าง

ผลการทดสอบ :

ที่	ตัวอย่าง	ชนิดของการเปลี่ยนแปลง	ค่าอุณหภูมิ °C		Data files
			Onset	Peak	
1	Silver dross	Endothermic	217.47	233.3	035353_1
		Endothermic	645.42	726.7	
		Endothermic	898.3	1037.71	
		Endothermic	1117.0	1222.38	

* ผลการทดสอบเป็นดังเอกสารแนบจำนวน 1 แผ่น



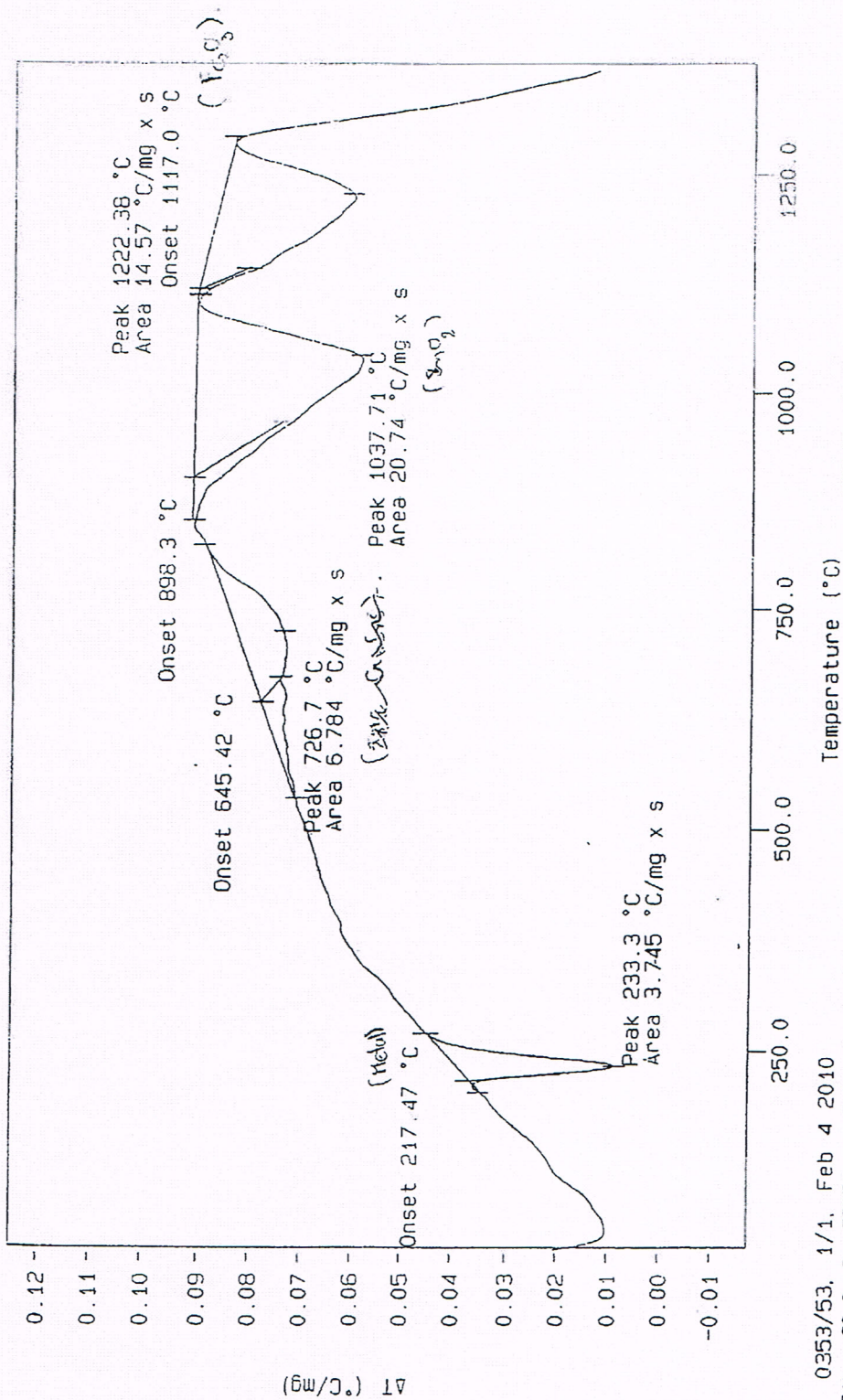
(นางรุสนี กุลวิจิตร)
ผู้ตรวจสอบ



(รองศาสตราจารย์ ดร.ชาคริต ทองอุไร)
ผู้อำนวยการศูนย์เครื่องมือวิทยาศาสตร์



Curve 1: DTA in DIA Mode
 File info: 035353_1 Wed Feb 5 08:25:37 1975
 Sample Weight: 12.281 mg
 Silver dross



0353/53, 1/1, Feb 4 2010
 TEMP1: 50.0 °C
 TEMP2: 1300.0 °C
 TIME1: 0.0 min
 RATE: 10.0 °C/min
 PERKIN-ELMER
 7 Series Thermal Analysis System
 Sun Feb 9 07:31:31 1975



CENTRAL EQUIPMENT DIVISION

FACULTY OF SCIENCE, PRINCE OF SONGKLA UNIVERSITY

P.O.BOX 3 KHOHONG, HATYAI, THAILAND 90112.

TEL.(074)288058 FAX.(074)558850

<http://ced.sci.psu.ac.th>

Page 1 / 6

ANALYSIS/TEST RESULT REPORT

REPORT NO. : 0344/55
 SAMPLE FROM : Department of Mining and Materials Engineering
 ADDRESS : Faculty of Engineering, Prince of Songkla University
 ANALYST : Ms.Natchayata Muakthong
 SAMPLE ID. : Residue 1 sample
 SAMPLE NAME : Ratio 100 : 50 No. 1
 SAMPLE DETAIL : Contained in plastic bag
 FORM NO. : 550416
 LAB. NO. : 55-1704
 DATE RECEIVE : December 20, 2012
 DATE ANALYSIS/TEST : December 20, 2012 - December 27, 2012

PARAMETERS	METHOD	UNIT	QTY
Sn	ICP-OES	mg/kg	1,565.629
Pb	ICP-OES	mg/kg	351.421
Ag	ICP-OES	mg/kg	6,638.701
Fe	ICP-OES	mg/kg	2,460.081
Cu	ICP-OES	mg/kg	2,776.049

Remark ; - Assurance the result of the tested samples only.
 - The analysis/test result report shall not be reproduced except in full, without written approval of Central Equipment Division.

(Ms.Natchayata Muakthong)

Professional Scientist



(Ms. Putsadee Muhamud)

Head of Central Equipment Division



CENTRAL EQUIPMENT DIVISION

FACULTY OF SCIENCE, PRINCE OF SONGKLA UNIVERSITY

P.O.BOX 3 KHOHONG, HATYAI, THAILAND 90112.

TEL.(074)288058 FAX.(074)558850

<http://ced.sci.psu.ac.th>

Page 2 / 6

ANALYSIS/TEST RESULT REPORT

REPORT NO. : 0344/55
 SAMPLE FROM : Department of Mining and Materials Engineering
 ADDRESS : Faculty of Engineering, Prince of Songkla University
 ANALYST : Ms.Natchayata Muakthong
 SAMPLE ID. : Residue 1 sample
 SAMPLE NAME : Ratio 100 : 50 No. 2
 SAMPLE DETAIL : Contained in plastic bag
 FORM NO. : 550416
 LAB. NO. : 55-1705
 DATE RECEIVE : December 20, 2012
 DATE ANALYSIS/TEST : December 20, 2012 - December 27, 2012

PARAMETERS	METHOD	UNIT	QTY
Sn	ICP-OES	mg/kg	723.542
Pb	ICP-OES	mg/kg	233.621
Ag	ICP-OES	mg/kg	4,663.067
Fe	ICP-OES	mg/kg	1,819.294
Cu	ICP-OES	mg/kg	1,822.174

Remark : - Assurance the result of the tested samples only.

- The analysis/test result report shall not be reproduced except in full, without written approval of Central Equipment Division.

Am.

(Ms.Natchayata Muakthong)

Professional Scientist



Shil

(Ms. Putsadee Muhamud)

Head of Central Equipment Division



CENTRAL EQUIPMENT DIVISION

FACULTY OF SCIENCE, PRINCE OF SONGKLA UNIVERSITY

P.O.BOX 3 KHOHONG, HATYAI, THAILAND 90112.

TEL.(074)288058 FAX.(074)558850

<http://ced.sci.psu.ac.th>

Page 3 / 6

ANALYSIS/TEST RESULT REPORT

REPORT NO. : 0344/55
 SAMPLE FROM : Department of Mining and Materials Engineering
 ADDRESS : Faculty of Engineering, Prince of Songkla University
 ANALYST : Ms.Natchayata Muakthong
 SAMPLE ID. : Residue 1 sample
 SAMPLE NAME : Ratio 100 : 100 No. 1
 SAMPLE DETAIL : Contained in plastic bag
 FORM NO. : 550416
 LAB. NO. : 55-1706
 DATE RECEIVE : December 20, 2012
 DATE ANALYSIS/TEST : December 20, 2012 - December 27, 2012

PARAMETERS	METHOD	UNIT	QTY
Sn	ICP-OES	mg/kg	1,940.785
Pb	ICP-OES	mg/kg	136.491
Ag	ICP-OES	mg/kg	2,658.031
Fe	ICP-OES	mg/kg	472.095
Cu	ICP-OES	mg/kg	1,065.137

Remark : - Assurance the result of the tested samples only.
 - The analysis/test result report shall not be reproduced except in full, without written approval of Central Equipment Division.

(Ms.Natchayata Muakthong)

Professional Scientist



(Ms. Putsadee Muhamud)

Head of Central Equipment Division



CENTRAL EQUIPMENT DIVISION

FACULTY OF SCIENCE, PRINCE OF SONGKLA UNIVERSITY

P.O.BOX 3 KHOHONG, HATYAI, THAILAND 90112.

TEL.(074)288058 FAX.(074)558850

<http://ced.sci.psu.ac.th>

Page 4 / 6

ANALYSIS/TEST RESULT REPORT

REPORT NO. : 0344/55
 SAMPLE FROM : Department of Mining and Materials Engineering
 ADDRESS : Faculty of Engineering, Prince of Songkla University
 ANALYST : Ms.Natchayata Muakthong
 SAMPLE ID. : Residue 1 sample
 SAMPLE NAME : Ratio 100 : 100 No. 2
 SAMPLE DETAIL : Contained in plastic bag
 FORM NO. : 550416
 LAB. NO. : 55-1707
 DATE RECEIVE : December 20, 2012
 DATE ANALYSIS/TEST : December 20, 2012 - December 27, 2012

PARAMETERS	METHOD	UNIT	QTY
Sn	ICP-OES	mg/kg	388.119
Pb	ICP-OES	mg/kg	75.743
Ag	ICP-OES	mg/kg	1,312.588
Fe	ICP-OES	mg/kg	80.976
Cu	ICP-OES	mg/kg	422.702

Remark ; - Assurance the result of the tested samples only.
 - The analysis/test result report shall not be reproduced except in full, without written approval of Central Equipment Division.

M.

(Ms.Natchayata Muakthong)

Professional Scientist



P.

(Ms. Putsadee Muhamud)

Head of Central Equipment Division



CENTRAL EQUIPMENT DIVISION

FACULTY OF SCIENCE, PRINCE OF SONGKLA UNIVERSITY

P.O.BOX 3 KHOHONG, HATYAI, THAILAND 90112.

TEL.(074)288058 FAX.(074)558850

<http://ced.sci.psu.ac.th>

Page 5 / 6

ANALYSIS/TEST RESULT REPORT

REPORT NO. : 0344/55

SAMPLE FROM : Department of Mining and Materials Engineering

ADDRESS : Faculty of Engineering, Prince of Songkla University

ANALYST : Ms.Natchayata Muakthong

SAMPLE ID. : Residue 1 sample

SAMPLE NAME : Ratio 100 : 150 No. 1

SAMPLE DETAIL : Contained in plastic bag

FORM NO. : 550416

LAB. NO. : 55-1708

DATE RECEIVE : December 20, 2012

DATE ANALYSIS/TEST : December 20, 2012 - December 27, 2012

PARAMETERS	METHOD	UNIT	QTY.
Sn	ICP-OES	mg/kg	642.139
Pb	ICP-OES	mg/kg	87.653
Ag	ICP-OES	mg/kg	1,416.368
Fe	ICP-OES	mg/kg	152.333
Cu	ICP-OES	mg/kg	572.218

Remark ; - Assurance the result of the tested samples only.

- The analysis/test result report shall not be reproduced except in full, without written approval of Central Equipment Division.

M.

(Ms.Natchayata Muakthong)

Professional Scientist



P.

(Ms. Putsadee Muhamud)

Head of Central Equipment Division



CENTRAL EQUIPMENT DIVISION

FACULTY OF SCIENCE, PRINCE OF SONGKLA UNIVERSITY

P.O.BOX 3 KHOHONG, HATYAI, THAILAND 90112.

TEL.(074)288058 FAX.(074)558850

<http://ced.sci.psu.ac.th>

Page 6 / 6

ANALYSIS/TEST RESULT REPORT

REPORT NO. : 0344/55

SAMPLE FROM : Department of Mining and Materials Engineering

ADDRESS : Faculty of Engineering, Prince of Songkla University

ANALYST : Ms.Natchayata Muakthong

SAMPLE ID. : Residue 1 sample

SAMPLE NAME : Ratio 100 :150 No. 2

SAMPLE DETAIL : Contained in plastic bag

FORM NO. : 550416

LAB. NO. : 55-1709

DATE RECEIVE : December 20, 2012

DATE ANALYSIS/TEST : December 20, 2012 - December 27, 2012

PARAMETERS	METHOD	UNIT	QTY.
Sn	ICP-OES	mg/kg	440.822
Pb	ICP-OES	mg/kg	98.164
Ag	ICP-OES	mg/kg	1,697.504
Fe	ICP-OES	mg/kg	166.446
Cu	ICP-OES	mg/kg	575.551

Remark ; - Assurance the result of the tested samples only.

- The analysis/test result report shall not be reproduced except in full, without written approval of Central Equipment Division.

M.
(Ms.Natchayata Muakthong)

Professional Scientist



P.
(Ms. Putsadee Muhamud)

Head of Central Equipment Division



CENTRAL EQUIPMENT DIVISION

FACULTY OF SCIENCE, PRINCE OF SONGKLA UNIVERSITY

P.O.BOX 3 KHOHONG, HATYAI, THAILAND 90112.

TEL.(074)288058 FAX.(074)558850

<http://ced.sci.psu.ac.th>

Page 1 / 1

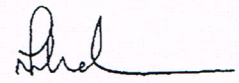
ANALYSIS/TEST RESULT REPORT

REPORT NO. : 0355/55
 SAMPLE FROM : Department of Mining and Materials Engineering
 ADDRESS : Faculty of Engineering, Prince of Songkla University
 ANALYST : Ms.Natchayata Muakthong
 SAMPLE ID. : Solution 6 samples
 SAMPLE DETAIL : Contained in plastic bottle
 FORM NO. : 550430
 DATE RECEIVE : December 22, 2011
 DATE ANALYSIS/TEST : December 29, 2011 - December 30, 2011
 METHOD : ICP-OES

LAB. NO.	SAMPLE NAME	UNIT	Sn
55-1738	Ratio 100 : 50 No. 1	mg/L	19,190
55-1739	Ratio 100 : 50 No. 2	mg/L	14,400
55-1740	Ratio 100 : 100 No. 1	mg/L	12,380
55-1741	Ratio 100 : 100 No. 2	mg/L	9,991
55-1742	Ratio 100 : 150 No. 1	mg/L	12,210
55-1743	Ratio 100 : 150 No. 2	mg/L	2,500

Remark : - Assurance the result of the tested samples only.
 - The analysis/test result report shall not be reproduced except in full, without written approval of Central Equipment Division.




 (Ms.Natchayata Muakthong) Professional Scientist
 (Ms. Putsadee Muhamud) Head of Central Equipment Division

January 4, 2012



ศูนย์เครื่องมือวิทยาศาสตร์ มหาวิทยาลัยสงขลานครินทร์
 ชั้น 1 อาคารบริหารวิชาการรวม มหาวิทยาลัยสงขลานครินทร์ วิทยาเขตหาดใหญ่ อำเภอหาดใหญ่ จังหวัดสงขลา 90110
 Scientific Equipment Center, Prince of Songkla University
 Central Academic Administrator Bld. Hat-Yai Campus, Songkhla 90110 Tel.0 7428 6904-7 Fax.0 7421 2813

P-RES-003F/T ฉบับที่ 5 พังคังใช้ 29/05/52

เลขที่ 0094 / 53 หน้า 1 / 1

รายงานผลการทดสอบ

ชื่อและที่อยู่ลูกค้า : บริษัท ไทยแลนด์ สเปคติ้ง แอนด์ รีโพซิ่ง จำกัด
 80 ม.8 ถ.สีหิเดชะ ต.วิชิต อ.เมือง จ.ภูเก็ต 83000

เลขที่ใบขอใช้บริการฯ : 0046 / 53

วันที่รับตัวอย่าง : 7 มกราคม 2553

วันที่ขอใช้บริการฯ : 7 มกราคม 2553

ผู้ทดสอบ : นางสาวหิซรา กุศลรัตน์

วันที่ทำการทดสอบ : 15 มกราคม 2553

วิธีการทดสอบ : อ้างอิง WI-RES-XRF-001 และ VI-RES-XRF-002

เครื่องมือทดสอบ : X-ray fluorescence spectrometer (PHILIPS, PW2400)

เทคนิคการทดสอบ : X-ray fluorescence spectrometry

สภาวะการทดสอบ : X-ray tube : Rh tube X-ray path : Vacuum
 Application : GPSemiQ Sample type : Pressed powder
 Objective : Semiquantitative measurement Scanning range : From O to U

รายละเอียดตัวอย่าง : แกลบหมก จำนวน : 1 ตัวอย่าง

ผลการทดสอบ :

ตัวอย่าง : แกลบหมก

ที่	ธาตุ	ความเข้มข้น (%)	ที่	ธาตุ	ความเข้มข้น (%)
1	Al	0.13	7	Ca	0.49
2	Si	14.27	8	Mn	0.11
3	P	0.23	9	Fe	0.40
4	S	0.15	10	Rb	0.02
5	Cl	0.47	11	Sn	0.08
6	K	1.27			

ธาตุปริมาตรค่า : Mg Ti Cr Cu Zn Zr Nb

(นางรุสนีย์ กุศลรัตน์)
 ผู้ตรวจสอบ

(รองศาสตราจารย์ ดร.ชาคริต ทองอุไร)
 ผู้อำนวยการศูนย์เครื่องมือวิทยาศาสตร์





CENTRAL EQUIPMENT DIVISION

FACULTY OF SCIENCE, PRINCE OF SONGKLA UNIVERSITY

P.O.BOX 3 KHOHONG, HATYAI, THAILAND 90112.

TEL.(074)288058 FAX.(074)558850

http://ced.sci.psu.ac.th

ANALYSIS/TEST RESULT REPORT

REPORT NO. : 0355/55

SAMPLE FROM : Department of Mining and Materials Engineering

ADDRESS : Faculty of Engineering, Prince of Songkla University

ANALYST : Ms.Natchayata Muakthong

SAMPLE ID. : Solution 6 samples

SAMPLE DETAIL : Contained in plastic bottle

FORM NO. : 550430

DATE RECEIVE : December 22, 2011

DATE ANALYSIS/TEST : December 29, 2011 - December 30, 2011

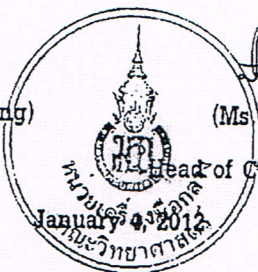
METHOD : ICP-OES

LAB-NO.	SAMPLE NAME	UNIT	Sn
55-1738	Ratio 100 : 50 No. 1	% w/v	1.92
55-1739	Ratio 100 : 50 No. 2	% w/v	1.44
55-1740	Ratio 100 : 100 No. 1	% w/v	1.24
55-1741	Ratio 100 : 100 No. 2	% w/v	1.00
55-1742	Ratio 100 : 150 No. 1	% w/v	1.22
55-1743	Ratio 100 : 150 No. 2	% w/v	0.25

Remark ; - Assurance the result of the tested samples only.

- The analysis/test result report shall not be reproduced except in full, without written approval of Central Equipment Division.

Im.
(Ms.Natchayata Muakthong)
Professional Scientist



Put
(Ms. Putsadee Muhamud)
Head of Central Equipment Division

JAN 2012



ศูนย์เครื่องมือวิทยาศาสตร์ มหาวิทยาลัยสงขลานครินทร์

70

ชั้น 1 อาคารบริหารวิชาการรวม มหาวิทยาลัยสงขลานครินทร์ วิทยาเขตหาดใหญ่ อำเภอหาดใหญ่ จังหวัดสงขลา 90110

Scientific Equipment Center, Prince of Songkla University

Central Academic Administrator Bld. Hat-Yai Campus, Songkhla 90110 Tel.0 7428 6904-7 Fax.0 7421 2813

F-RES-003F/T ฉบับที่ 5 บังคับใช้ 29/05/52

เลขที่ 0281/53 หน้า 1/1

รายงานผลการทดสอบ

ชื่อและที่อยู่ลูกค้า : นายพิชัย แก้วบุญทอง
บริษัทไทยแลนด์ สเมลติ้ง แอนด์ รีไฟนิง จำกัด 80 ม. 8 ถ. ศักดิ์เดช ต. วิจิตร อ. เมือง จ.ภูเก็ต

เลขที่ใบขอใช้บริการฯ : 0301/53

วันที่รับตัวอย่าง : 1 กุมภาพันธ์ 2553

วันที่ขอใช้บริการฯ : 1 กุมภาพันธ์ 2553

ผู้ทดสอบ : นางสาวเบญจพร หนูคล้าย

วันที่ทำการทดสอบ : 1, 2 กุมภาพันธ์ 2553

วิธีการทดสอบ : อ้างอิงตามวิธีปฏิบัติงาน เลขที่ WI-RES-SEM5800-001, WI-RES-SEM-001 และ WI-RES-EDX-001

เครื่องมือทดสอบ : กล้องจุลทรรศน์อิเล็กตรอนแบบส่องกราด (JSM-5800 LV, JEOL: Attached with Energy Dispersive X-ray Spectrometer (EDS: Oxford ISIS 300))

เทคนิคการทดสอบ : Electron Microanalysis

สภาวะการทดสอบ : High Vacuum mode

รายละเอียดตัวอย่าง : Silver dross (Sn + Ag + Cu) จำนวน : 1 ตัวอย่าง

ผลการทดสอบ :


ลำดับที่	ชื่อตัวอย่าง	เลขที่ภาพ กล้องขยาย	เลขที่ภาพ กล้องขยาย	เลขที่ภาพ กล้องขยาย
1	Silver dross	0172 × 1,000	0173 × 1,000	0174 × 200
		0175 × 200		

ผังรูปพิมพ์ด้วย Thermal paper ที่แนบจำนวน 4 รูป

(อ้างอิงข้อมูล D:\SEM Image\03xx_52\0301 Pichai)

ลำดับที่	ชื่อตัวอย่าง	ธาตุที่พบ
1	Silver dross	Sn, Ag, Cu

ผังข้อมูลที่แนบจำนวน 1 ชุด (อ้างอิงข้อมูลที่ C:\sis\lac\ 0301/53 Pichai)

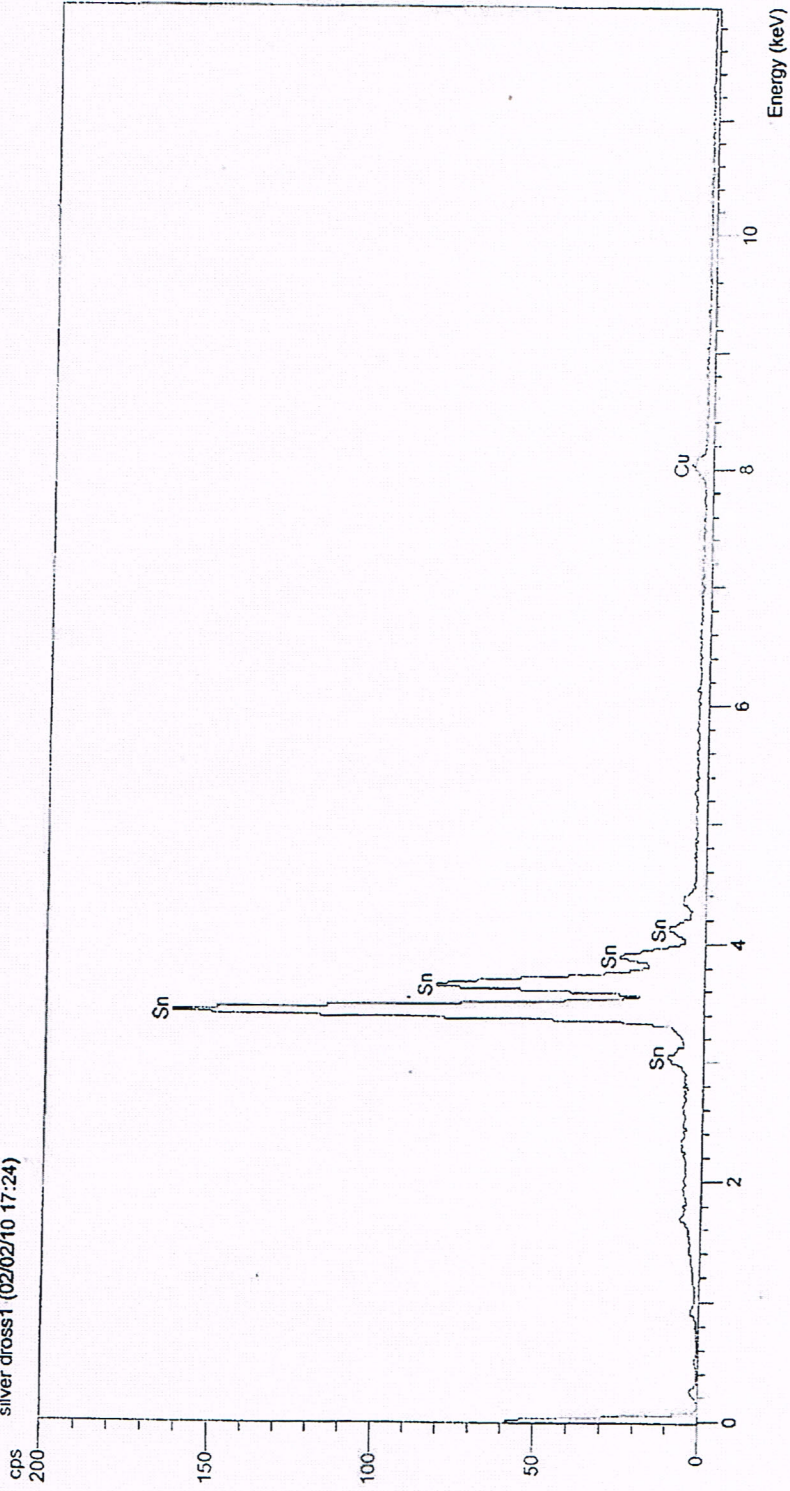

(นางรุสนี กุลวิจิตร)
ผู้ตรวจสอบ


(รองศาสตราจารย์ ดร. ชาคกริต ทองอยู่)
ผู้อำนวยการศูนย์เครื่องมือวิทยาศาสตร์

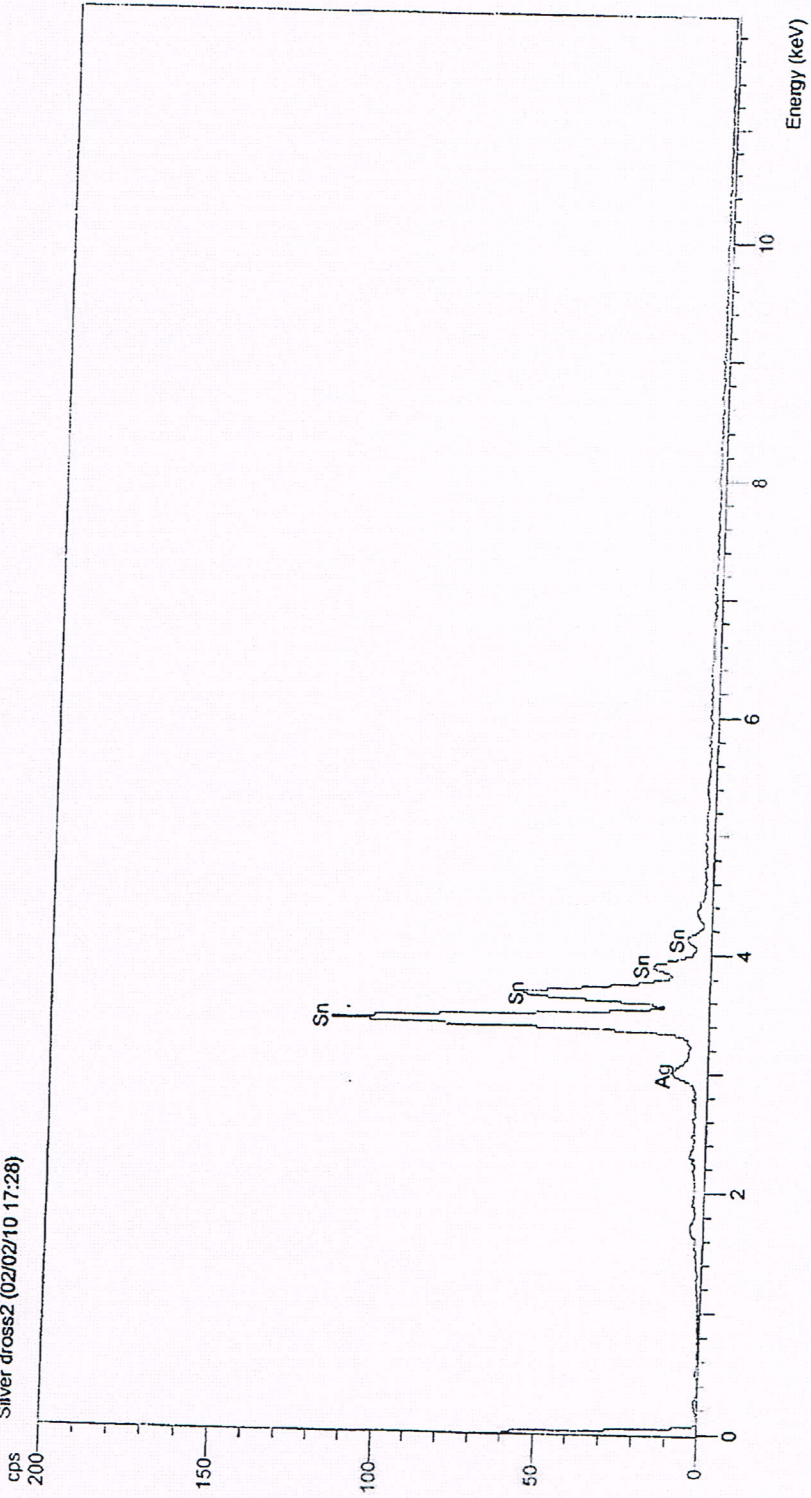


หมายเหตุ รายงานผลการทดสอบนี้มีผลเฉพาะกับตัวอย่างที่นำมาทดสอบเท่านั้น และรายงานผลการทดสอบนี้ต้องไม่ถูกทำสำเนาเพียงบางส่วน ยกเว้นทำหังฉบับ โดยไม่ได้รับความยินยอมเป็นลายลักษณ์อักษรจากทางศูนย์เครื่องมือวิทยาศาสตร์

Operator : Benjaporn
Client : Thailand Smelting and Refining CO.,LTD
Job : 0301/53 Pichai
silver dross1 (02/02/10 17:24)



Operator : Benjaporn
Client : Thailand Smelting and Refining CO.,LTD
Job : 0301/53 Pichai
Silver dross2 (02/02/10 17:28)



ethod: Sn-01LF/2008
omment: Lead Free Solder
mple Name: SAC#1

F-QC25-510-IC-1

1/19/2012 9:21:

Element Concentration
Quality: GRADE SAC305

	Sn %	Pb %	As %	Bi %	Cu %	Fe %	Ni %	Co %
1	96.957	0.0859	0.0085	0.0147	0.695	- 0.0351	0.0035	0.001
2	96.981	0.0862	0.0084	0.0146	0.694	- 0.0349	0.0035	0.001
3	96.971	0.0860	0.0084	0.0151	0.691	- 0.0347	0.0035	0.001
min					0.300			
max		0.0500	0.0200	0.0200	0.700	0.0100	0.0020	
	Ag %	Sb %	Zn %	Cd %	Al %	Ge %	Au %	In %
1	2.12	0.0707	0.0010	0.0028	0.00034	0.00039	0.00023	0.001
2	2.12	0.0707	0.00097	0.0026	0.00033	0.00041	0.00023	0.001
3	2.11	0.0709	0.00093	0.0027	0.00032	0.00041	0.00023	0.001
min	2.80							
max	3.20	0.0500	0.0020	0.0020	0.0020		0.0500	0.010

ethod: Sn-01LF/2008
omment: Lead Free Solder
mple Name: SAC#1

F-QC25-510-IC-1

1/19/2012 9:21:

Element Concentration
Quality: GRADE SAC305

	Sn %	Pb %	As %	Bi %	Cu %	Fe %	Ni %	Co %
min					0.300			
Ø (3)	96.953	0.0870	0.0084	0.0149	0.683	- 0.0349	0.0035	0.001
max		0.0500	0.0200	0.0200	0.700	0.0100	0.0020	
sd	0.0072	0.0017	0.00008	0.00020	0.0020	0.00017	0.00001	0.0000
rsd	0.0	1.9	1.0	1.3	0.3	0.5	0.3	0.6
	Ag %	Sb %	Zn %	Cd %	Al %	Ge %	Au %	In %
min	2.90							
Ø (3)	2.12	0.0706	0.00097	0.0027	0.00033	0.00040	0.00023	0.001
max	3.20	0.0500	0.0020	0.0020	0.0020		0.0500	0.0100
sd	0.0068	0.00032	0.00004	0.00007	0.00001	0.00001	0.00000	0.0000
rsd	0.3	0.5	3.6	2.6	2.0	2.2	0.6	1.3

ethod: Sn-01LF/2008
omment: Lead Free Solder
mple Name: SAC#1

F-QC25-510-IC-1

1/19/2012 9:21:

Type Corr. Concentration
Quality: GRADE SAC305

	Sn %	Pb %	As %	Bi %	Cu %	Fe %	Ni %	Co %
min					0.300			
Ø (3)	96.974	0.0826	0.0084	0.0149	0.685	- 0.0362	0.0034	0.0016
max		0.0500	0.0200	0.0200	0.700	0.0100	0.0020	
sd	0.0073	0.0016	0.00008	0.00020	0.0022	0.00018	0.00001	0.00001
rsd	0.0	1.9	1.0	1.3	0.3	0.5	0.3	0.6
	Ag %	Sb %	Zn %	Cd %	Al %	Ge %	Au %	In %
min	2.80							

Method: Sn-01LF/2008

F-QC25-510-IC-1

1/19/2012 9:25:00

Comment: Lead Free Solder

Element Concentration

Sample Name: SAC#2

Quality:

	Sn %	Pb %	As %	Bi %	Cu %	Fe %	Ni %	Co %
1	97.015	0.0789	0.0079	0.0140	0.691	> 0.0360	0.0035	0.0016
2	96.963	0.0856	0.0077	0.0147	0.688	> 0.0360	0.0035	0.0016
3	96.980	0.0857	0.0075	0.0144	0.694	> 0.0360	0.0035	0.0016
	Ag %	Sb %	Zn %	Cd %	Al %	Ge %	Au %	In %
1	2.07	0.0749	0.00095	0.0030	0.00031	0.00041	0.00023	0.0009
2	2.11	0.0731	0.00086	0.0027	0.00031	0.00039	0.00023	0.0009
3	2.10	0.0729	0.00088	0.0028	0.00032	0.00036	0.00023	0.0009

Method: Sn-01LF/2008

F-QC25-510-IC-1

1/19/2012 9:25:00

Comment: Lead Free Solder

Element Concentration

Sample Name: SAC#2

Quality:

	Sn %	Pb %	As %	Bi %	Cu %	Fe %	Ni %	Co %
Ø (3)	96.986	0.0834	0.0077	0.0144	0.694	> 0.0360	0.0035	0.0016
	Ag %	Sb %	Zn %	Cd %	Al %	Ge %	Au %	In %
Ø (3)	2.09	0.0734	0.00090	0.0028	0.00032	0.00039	0.00023	0.0009

Method: Sn-01LF/2008

F-QC25-510-IC-1

1/19/2012 9:25:00

Comment: Lead Free Solder

Type Corr. Concentration

Sample Name: SAC#2

Quality:

	Sn %	Pb %	As %	Bi %	Cu %	Fe %	Ni %	Co %
Ø (3)	96.999	0.0791	0.0077	0.0144	0.688	> 0.0360	0.0034	0.0016
sd	0.0260	0.0037	0.00019	0.00036	0.0032	0.00000	0.00000	0.00001
rsd	0.0	4.7	2.5	2.5	0.5	0.0	0.1	0.6
	Ag %	Sb %	Zn %	Cd %	Al %	Ge %	Au %	In %
Ø (3)	2.09	0.0734	0.00090	0.0028	0.00032	0.00039	0.00023	0.0009
sd	0.0204	0.0014	0.00005	0.00014	0.00000	0.00003	0.00000	0.00000
rsd	1.0	1.9	5.2	5.0	1.2	7.4	0.9	0.4

Method: Sn-01LF/2008

F-QC25-510-IC-1

1/19/2012 9:29:1

Comment: Lead Free Solder

Element Concentration

Sample Name: SAC#3

Quality: GRADE SAC305

	Sn %	Pb %	As %	Bi %	Cu %	Fe %	Ni %	Co %
1	96.963	0.0789	0.0092	0.0140	0.713	> 0.0360	0.0036	0.0016
2	96.995	0.0753	0.0083	0.0137	0.713	> 0.0360	0.0037	0.0016
3	96.988	0.0798	0.0086	0.0140	0.715	> 0.0360	0.0037	0.0016
min					0.300			
max		0.0500	0.0200	0.0200	0.700	0.0100	0.0020	
	Ag %	Sb %	Zn %	Cd %	Al %	Se %	Au %	In %
1	2.09	0.0671	0.00093	0.0030	0.00031	0.00040	0.00023	0.0011
2	2.08	0.0666	0.00088	0.0030	0.00031	0.00043	0.00023	0.0010
3	2.00	0.0697	0.00097	0.0032	0.00031	0.00033	0.00023	0.0010
min	2.80							
max	3.20	0.0500	0.0020	0.0020	0.0020		0.0500	0.0100

Method: Sn-01LF/2008

F-QC25-510-IC-1

1/19/2012 9:29:1

Comment: Lead Free Solder

Element Concentration

Sample Name: SAC#3

Quality: GRADE SAC305

	Sn %	Pb %	As %	Bi %	Cu %	Fe %	Ni %	Co %
min					0.300			
Ø (3)	96.965	0.0792	0.0097	0.0138	0.716	> 0.0360	0.0036	0.0016
max		0.0500	0.0200	0.0200	0.700	0.0100	0.0020	
	Ag %	Sb %	Zn %	Cd %	Al %	Se %	Au %	In %
min	2.80							
Ø (3)	2.08	0.0668	0.00089	0.0030	0.00031	0.00041	0.00023	0.0011
max	3.20	0.0500	0.0020	0.0020	0.0020		0.0500	0.0100

Method: Sn-01LF/2008

F-QC25-510-10-1

1/19/2012 9:29:11

Comment: Lead Free Solder

Type: Corr. Concentration

Sample Name: ~~XXXX~~

Quality: GRADE SAC305

	Sn %	Pb %	As %	Bi %	Cu %	Fe %	Ni %	Co %
min					0.300			
σ (3)	96.998	! 0.0742	0.0087	0.0139	! 0.707	! > 0.0360	! 0.0036	0.0016
max		0.0500	0.0200	0.0200	0.700	0.0100	0.0020	
sd	0.0026	0.0019	0.00043	0.00020	0.0029	0.00000	0.00002	0.00001
rsd	0.0	2.0	5.0	1.4	0.4	0.0	0.5	0.9
	Ag %	Sb %	Zn %	Cd %	Al %	Ge %	Au %	In %
min	2.80							
σ (3)	! 2.00	! 0.0668	0.00090	! 0.0030	0.00031	0.00041	0.00023	0.0011
max	3.20	0.0500	0.0020	0.0020	0.0020		0.0500	0.0100
sd	0.0032	0.00026	0.00003	0.00004	0.00000	0.00002	0.00000	0.00001
rsd	0.2	0.4	3.3	1.5	1.0	5.8	0.5	2.3

Method: Sn-01LF/2008

F-QC25-510-IC-1

1/19/2012 9:32:0

Comment: Lead Free Solder

Element Concentration

Sample Name: SAC#4

Quality: GRADE SAC305

	Sn %	Pb %	As %	Bi %	Cu %	Fe %	Ni %	Co %
1	96.989	0.0822	0.0092	0.0145	0.714	> 0.0360	0.0038	0.0016
2	97.011	0.0781	0.0088	0.0143	0.707	> 0.0360	0.0038	0.0016
3	97.000	0.0818	0.0086	0.0146	0.705	> 0.0360	0.0039	0.0016
min					0.300			
max		0.0500	0.0200	0.0200	0.700	0.0100	0.0020	
	Ag %	Sb %	Zn %	Cd %	Al %	Ge %	Au %	In %
1	2.07	0.0589	0.00095	0.0046	0.00032	0.00044	0.00023	0.0009
2	2.06	0.0682	0.00094	0.0045	0.00032	0.00039	0.00023	0.0009
3	2.07	0.0673	0.00095	0.0046	0.00031	0.00039	0.00023	0.0009
min	2.80							
max	3.20	0.0500	0.0020	0.0020	0.0020		0.0500	0.0100

Method: Sn-01LF/2008

F-QC25-510-IC-1

1/19/2012 9:32:0

Comment: Lead Free Solder

Element Concentration

Sample Name: SAC#4

Quality: GRADE SAC305

	Sn %	Pb %	As %	Bi %	Cu %	Fe %	Ni %	Co %
min					0.300			
Ø (3)	97.000	0.0687	0.0087	0.0144	0.700	> 0.0360	0.0038	0.0016
max		0.0500	0.0200	0.0200	0.700	0.0100	0.0020	
	Ag %	Sb %	Zn %	Cd %	Al %	Ge %	Au %	In %
min	2.80							
Ø (3)	2.07	0.0681	0.00095	0.0046	0.00032	0.00041	0.00023	0.0009
max	3.20	0.0500	0.0020	0.0020	0.0020		0.0500	0.0100

Method: Sn-01LF/2008

F-QC25-510-IC-1

1/19/2012 9:32:0

Comment: Lead Free Solder

Corr. Concentration

Sample Name: SAC#4

Quality: GRADE SAC305

	Sn %	Pb %	As %	Bi %	Cu %	Fe %	Ni %	Co %
min					0.300			
Ø (3)	97.012	0.0765	0.0087	0.0144	0.700	> 0.0360	0.0038	0.0016
max		0.0500	0.0200	0.0200	0.700	0.0100	0.0020	
	Ag %	Sb %	Zn %	Cd %	Al %	Ge %	Au %	In %
min	2.80							
Ø (3)	2.07	0.0681	0.00095	0.0046	0.00032	0.00041	0.00023	0.0009
max	3.20	0.0500	0.0020	0.0020	0.0020		0.0500	0.0100

Method: Sn-01LF/2008 | F-QC25-510-IC-1 | 1/19/2012 9:35:1
 Comment: Lead Free Solder
 Sample Name: SAC#5 | Element Concentration
 Quality: GRADE SAC305

	Sn %	Pb %	As %	Bi %	Cu %	Fe %	Ni %	Co %
1	97.041	0.0933	0.0091	0.0140	0.676	> 0.0360	0.0039	0.0017
2	97.017	0.0933	0.0099	0.0141	0.679	> 0.0360	0.0039	0.0017
3	97.030	0.0846	0.0091	0.0143	0.677	> 0.0360	0.0039	0.0017
min					0.300			
max		0.0500	0.0200	0.0200	0.700	0.0100	0.0020	
	Ag %	Sb %	Zn %	Cd %	Al %	Ge %	Au %	In %
1	2.08	0.0727	0.00092	0.0040	0.00031	0.00039	0.00023	0.0010
2	2.08	0.0729	0.00092	0.0039	0.00032	0.00039	0.00023	0.0010
3	2.06	0.0720	0.00091	0.0039	0.00030	0.00039	0.00023	0.0010
min	2.80							
max	3.20	0.0500	0.0020	0.0020	0.0020		0.0500	0.0100

Method: Sn-01LF/2008 | F-QC25-510-IC-1 | 1/19/2012 9:35:1
 Comment: Lead Free Solder
 Sample Name: SAC#5 | Element Concentration
 Quality: GRADE SAC305

	Sn %	Pb %	As %	Bi %	Cu %	Fe %	Ni %	Co %
min					0.300			
Ø (3)	97.029	0.0937	0.0099	0.0141	0.677	> 0.0360	0.0039	0.0017
max		0.0500	0.0200	0.0200	0.700	0.0100	0.0020	
	Ag %	Sb %	Zn %	Cd %	Al %	Ge %	Au %	In %
min	2.80							
Ø (3)	2.07	0.0727	0.00091	0.0040	0.00031	0.00039	0.00023	0.0010
max	3.20	0.0500	0.0020	0.0020	0.0020		0.0500	0.0100

Method: Sn-01LF/2008 | F-QC25-510-IC-1 | 1/19/2012 9:35:1
 Comment: Lead Free Solder
 Sample Name: SAC#5 | Type Corr. Concentration
 Quality: GRADE SAC305

	Sn %	Pb %	As %	Bi %	Cu %	Fe %	Ni %	Co %
min					0.300			
Ø (3)	97.042	0.0794	0.0090	0.0141	0.669	> 0.0360	0.0038	0.0017
max		0.0500	0.0200	0.0200	0.700	0.0100	0.0020	
sd	0.0122	0.00070	0.00019	0.00013	0.0018	0.00000	0.00002	0.00000
rsd	0.0	0.9	2.1	1.0	0.3	0.0	0.5	0.2
	Ag %	Sb %	Zn %	Cd %	Al %	Ge %	Au %	In %
min	2.80							
Ø (3)	2.07	0.0727	0.00091	0.0040	0.00031	0.00039	0.00023	0.0010
max	3.20	0.0500	0.0020	0.0020	0.0020		0.0500	0.0100
sd	0.0100	0.00016	0.00001	0.00007	0.00001	0.00001	0.00000	0.00001
rsd	0.5	0.3	0.7	1.7	3.6	1.8	1.2	0.9

Method: Sn-01LF/2008
 Comment: Lead Free Solder
 Sample Name: SAC#6

F-QC25-510-IC-1

1/19/2012 9:37:4

Element Concentration
 Quality: GRADE SAC305

	Sn %	Pb %	As %	Bi %	Cu %	Fe %	Ni %	Co %
1	96.978	0.0842	0.0089	0.0144	0.685	> 0.0360	0.0039	0.0016
2	97.049	0.0767	0.0091	0.0138	0.688	> 0.0360	0.0039	0.0016
3	97.003	0.0811	0.0080	0.0144	0.683	> 0.0360	0.0039	0.0016
min					0.300			
max		0.0500	0.0200	0.0200	0.700	0.0100	0.0020	
	Ag %	Sb %	Zn %	Cd %	Al %	Ge %	Au %	In %
1	2.12	0.0643	0.00093	0.0046	0.00029	0.00044	0.00023	0.0009
2	2.07	0.0644	0.00088	0.0046	0.00030	0.00038	0.00023	0.0008
3	2.10	0.0640	0.00091	0.0044	0.00030	0.00026	0.00023	0.0009
min	2.80							
max	3.20	0.0500	0.0020	0.0020	0.0020		0.0500	0.0100

Method: Sn-01LF/2008
 Comment: Lead Free Solder
 Sample Name: SAC#6

F-QC25-510-IC-1

1/19/2012 9:37:4

Element Concentration
 Quality: GRADE SAC305

	Sn %	Pb %	As %	Bi %	Cu %	Fe %	Ni %	Co %
min					0.300			
Ø (3)	97.010	0.0813	0.0093	0.0142	0.678	> 0.0360	0.0039	0.0016
max		0.0500	0.0200	0.0200	0.700	0.0100	0.0020	
	Ag %	Sb %	Zn %	Cd %	Al %	Ge %	Au %	In %
min	2.80							
Ø (3)	2.09	0.0645	0.00087	0.0045	0.00030	0.00036	0.00023	0.0008
max	3.20	0.0500	0.0020	0.0020	0.0020		0.0500	0.0100

Method: Sn-01LF/2008
 Comment: Lead Free Solder
 Sample Name: SAC#6

F-QC25-510-IC-1

1/19/2012 9:37:4

Element Concentration
 Quality: GRADE SAC305

	Sn %	Pb %	As %	Bi %	Cu %	Fe %	Ni %	Co %
min					0.300			
Ø (3)	97.022	0.0772	0.0083	0.0142	0.671	> 0.0360	0.0038	0.0016
max		0.0500	0.0200	0.0200	0.700	0.0100	0.0020	
sd	0.0358	0.0026	0.00050	0.00026	0.0091	0.00000	0.00004	0.00001
rscd	0.0	3.4	6.0	1.8	1.4	0.0	0.8	0.7
	Ag %	Sb %	Zn %	Cd %	Al %	Ge %	Au %	In %
min	2.80							
Ø (3)	2.00	0.0645	0.00087	0.0045	0.00030	0.00036	0.00023	0.0008
max	3.20	0.0500	0.0020	0.0020	0.0020		0.0500	0.0100
sd	0.0238	0.00028	0.00000	0.00010	0.00001	0.00010	0.00000	0.00000

Method: Sn-01LF/2008

F-QC25-510-IC-1

1/19/2012 9:41:12

Comment: Lead Free Solder

Element Concentration

Sample Name: STD:AG#3 3.06Ag

Quality:

	Sn	Pb	As	Bi	Cu	Fe	Ni	Co
	%	%	%	%	%	%	%	%
Ø (3)	97.490	0.0321	0.0021	0.0040	0.0011	0.0026	0.00082	< 0.0001
sd	0.0002	0.00049	0.00010	0.00004	0.00017	0.00009	0.00002	0.0000
rsd	0.1	1.5	4.9	1.1	15.2	3.5	2.5	0.0
	Ag	Sb	Zn	Cd	Al	Se	Au	In
	%	%	%	%	%	%	%	%
Ø (3)	2.46	0.0027	0.00060	0.00016	0.00030	0.00067	0.00021	0.0027
sd	0.0492	0.00011	0.00007	0.00001	0.00001	0.00003	0.00000	0.00000
rsd	2.0	4.3	7.4	5.7	2.4	3.9	0.2	1.6



F-RES-003F/T ฉบับที่ 5 บังคับใช้ 29/05/52

เลขที่ 0094 / 53 หน้า 1 / 1

รายงานผลการทดสอบ

ชื่อและที่อยู่ลูกค้า : บริษัท ไทยแลนด์ สเมลตติ้ง แอนดรีไฟนิง จำกัด
80 ม.8 ถ.ศักดิ์เดช ต.วิชิต อ.เมือง จ.ภูเก็ต 83000

เลขที่ใบขอใช้บริการ : 0046 / 53

วันที่รับตัวอย่าง : 7 มกราคม 2553

วันที่ขอใช้บริการ : 7 มกราคม 2553

ผู้ทดสอบ : นางสาวพัชรา สุกลรัตน์

วันที่ทำการทดสอบ : 13 มกราคม 2553

วิธีการทดสอบ : อ้างอิง WI-RES-XRF-001 และ WI-RES-XRF-002

เครื่องมือทดสอบ : X-ray fluorescence spectrometer (PHILIPS, PW2400)

เทคนิคการทดสอบ : X-ray fluorescence spectrometry

สภาวะการทดสอบ : X-ray tube : Rh tube X-ray path : Vacuum
Application : GPSemiQ Sample type : Pressed powder
Objective : Semiquantitative measurement Scanning range : From O to U

รายละเอียดตัวอย่าง : แกลบบด จำนวน : 1 ตัวอย่าง

ผลการทดสอบ :

ตัวอย่าง : แกลบบด

ที่	ธาตุ	ความเข้มข้น (%)	ที่	ธาตุ	ความเข้มข้น (%)
1	Al	0.13	7	Ca	0.49
2	Si	14.27	8	Mn	0.11
3	P	0.23	9	Fe	0.40
4	S	0.15	10	Rb	0.02
5	Cl	0.47	11	Sr	0.08
6	K	1.27			

ธาตุปริมาณต่ำ : Mg Ti Cr Cu Zn Zr Nb

(นางรุสนี กุลวิจิตร)

ผู้ตรวจสอบ

(รองศาสตราจารย์ ดร.ชาคริต ทองอุไร)

ผู้อำนวยการศูนย์เครื่องมือวิทยาศาสตร์

