

รายงานวิชาการ

การศึกษาการสกัดแร่ทองคำด้วยสารละลายไซยาไนด์
แหล่งแร่ Bo Sup Trup ประเทศกัมพูชา

กรมอุตสาหกรรมพื้นฐานและการเหมืองแร่

รายงานวิชาการ

การศึกษาการสกัดแร่ทองคำด้วยสารละลายไซยาไนด์
แหล่งแร่ Bo Sup Trup ประเทศกัมพูชา

นายณรงค์ ยืนยงหัตถกรรม

กรมอุตสาหกรรมพื้นฐานและการเหมืองแร่

อธิบดีกรมอุตสาหกรรมพื้นฐานและการเหมืองแร่

นายวิษณุ ทับเที่ยง

จัดพิมพ์โดย กรมอุตสาหกรรมพื้นฐานและการเหมืองแร่
ถนนพระรามที่ 6 เขตราชเทวี กรุงเทพฯ 10400
โทรศัพท์ (662) 202 3888 โทรสาร (662) 354 0392

พิมพ์ครั้งที่ 1 พ.ศ. 2563
จำนวน 20 เล่ม

ข้อมูลการลงรายการบรรณานุกรม

ณรงค์ ยืนยงหัตถการณ์.

การศึกษาการสกัดแร่ทองคำซัลไฟด์ด้วยสารละลายไซยาไนด์แหล่งแร่ Bo Sup Trup ประเทศกัมพูชา/

โดย ณรงค์ ยืนยงหัตถการณ์. กรุงเทพฯ :

กรมอุตสาหกรรมพื้นฐานและการเหมืองแร่, 2563.

135 หน้า : ภาพประกอบ : ตาราง ; 30 ซม.

รายงานวิชาการ

บทคัดย่อ

การศึกษานี้ได้ทำการหาค่าการเก็บทองคำ (Recovery) สูงสุดที่สกัดได้จากกระบวนการสกัดทองคำด้วยสารละลายเคมี (Cyanidation) ซึ่งเป็นกระบวนการทางโลหวิทยาสารละลาย (Hydrometallurgy) แร่ซัลไฟด์จากแหล่ง Bo Sup Trup อำเภอ Ampil เขตรอยต่อระหว่างจังหวัด Bateay Meanchey และ Oudor Meanchey ของประเทศกัมพูชา ตั้งอยู่ในพิกัด UTM 313800 – 315800 E และ 1547500 – 1548500 W (Indian Thailand datum Zone 48) ที่ถูกนำมาเพิ่มความเข้มข้นด้วยกรรมวิธีแต่งแร่โดยอาศัยความถ่วงจำเพาะ จากนั้นทำการศึกษาผลของค่าความเป็นกรดต่าง ค่าการละลายของออกซิเจนในสารละลาย ค่าความเข้มข้นของไซยาไนด์ที่ใช้ที่อุณหภูมิ 30 °C

การทดลองทุกครั้งได้เตรียมสถานะของของผสมระหว่างน้ำกับแร่ให้เข้าสู่ค่าตามที่ได้กำหนดคือ ค่าความเป็นกรดต่าง ค่าการละลายของออกซิเจนในสารละลาย อุณหภูมิที่ใช้แล้ว จึงเริ่มกระบวนการสกัดด้วยสารละลายไซยาไนด์ ซึ่งในที่นี้กระบวนการสกัดแต่ละครั้งใช้เวลา 24 ชั่วโมง

ในเบื้องต้นค่าความเข้มข้นของไซยาไนด์ที่ใช้คือ 1 กรัมต่อ 1 กิโลกรัมของแร่ และทำการตรวจสอบค่าความเข้มข้นของไซยาไนด์ในระหว่างการสกัดโดยวิธี Titration ที่ช่วงเวลาต่าง ๆ และปรับค่าความเข้มข้นไปสู่ค่าที่ได้ประเมินแบบลดหลั่นเชิง Exponential ล่วงหน้าไว้ในแต่ละช่วงเวลา เพื่อให้การใช้สารไซยาไนด์รวมมีค่าน้อยที่สุดต่อช่วงเวลาของการสกัด

ผลการศึกษาพบว่า เมื่อใช้ปริมาณปูนขาวปรับค่า pH สูงเกินไปในการปรับสถานะส่วนผสม ทองคำที่สกัดได้จะน้อยและไม่เพิ่มขึ้นหลังจากกระบวนการสกัดด้วยสารละลายดำเนินการไปแล้ว 8 ชั่วโมง อัตราส่วนของทองคำที่สกัดได้มีแนวโน้มเปลี่ยนแปลงตามความเข้มข้นของไซยาไนด์และออกซิเจนที่ละลายอยู่ในสารละลาย ที่ค่าความเป็นกรดต่าง 10.0 จะเก็บหัวแร่ทองคำได้สูงมากเกินกว่า 80% ที่ค่าการละลายของออกซิเจนระหว่าง 4 – 10 ppm ค่าการเก็บหัวแร่ทองคำ (Recovery) ที่ได้ขึ้นอยู่กับค่าการละลายของออกซิเจนซึ่งจะมากขึ้นเมื่อค่าความเป็นกรดต่างสูงขึ้น ที่ค่าความเป็นกรดต่าง 9.5 การเก็บหัวแร่ทองคำ (Recovery) ต่ำและต้องใช้ไซยาไนด์มาก

ทั้งนี้ ยังได้นำเสนอกระบวนการที่คาดว่าจะสามารถนำไปประยุกต์ใช้ในการสกัดทองคำซัลไฟด์แหล่งแร่ Bo Sup Trup ประเทศกัมพูชา ในเชิงอุตสาหกรรม

ABSTRACT

This work, to optimize gold recoveries from gold sulphide concentrate obtained from Bo Sup Trup Deposit Cambodia which was known to be under the license of Angkor Wat Cement Co., Ltd., examined the effects of pulp pH, dissolved oxygen content and cyanide concentration at a constant temperature. A computer controlled leaching system was developed to maintain pH and oxygen at preset levels and the pulp temperature at 30 °C during the 24 hour leaching periods.

The cyanide concentration was initially 1 g/kg and was checked by titration at set periods and adjusted to a predetermined exponentially reducing value. This was done to minimize the cyanide content of the pulp at the end of the leaching period.

To allow the commencement of leaching at set pH and oxygen levels, preconditioning of the pulp was necessary.

When excessive quantity of lime was used in preconditioning, gold recovery was low with no increase after about 8 hours leaching.

The rate of gold recoveries tended to vary according to the solution strength of cyanide and dissolved oxygen concentration.

At pH 10.0, high gold recoveries, exceeding 80 per cent, were obtained with dissolved oxygen concentrations between 4 and 10 ppm.

Gold recoveries were more dependent on the dissolved oxygen concentrations at high pH levels.

At pH 9.5, gold recovery was poor and cyanide consumption was high.

This results led to the recommendation regarding the improvement in an industrial scale sulphide ore leaching of Bo Sup Trup deposit.

กิตติกรรมประกาศ

ผู้เขียนขอขอบคุณ

- Angkor Wat Cement Co., Ltd. ที่เอื้อเฟื้อตัวอย่างแร่ที่ใช้ในการศึกษา
- นายวิวัฒน์ เสนี ที่เอื้อเฟื้อข้อมูลปัจจุบันของแหล่งแร่ Bo Sup Trup ประเทศกัมพูชา
- นายณัฐ สุขสงวน ที่เอื้อเฟื้อผลวิเคราะห์แท่งตัวอย่างจากการเจาะสำรวจ
- บริษัท PSPBKK จำกัด ที่เอื้อเฟื้ออุปกรณ์ในการสกัดแร่
- บริษัท Siam Frit จำกัด และบริษัท อัลเคมี จำกัด ที่เอื้อเฟื้อสถานที่ สารเคมี งานวิเคราะห์และเจ้าหน้าที่

ผู้ช่วยปฏิบัติการตลอดการทดลอง

- เจ้าหน้าที่กลุ่มนวัตกรรมอุตสาหกรรมแร่และกลุ่มวิเคราะห์และตรวจสอบ กองนวัตกรรมวัสดุและอุตสาหกรรมต่อเนื่อง กรมอุตสาหกรรมพื้นฐานและการเหมืองแร่ ที่ให้ความอนุเคราะห์ในการสกัดและวิเคราะห์แร่
- นายตรีทิพย์ ศุภสุนทรกุล นายณรินทร์ มหายศนันท์ และนางสาวอาทิตยา สุวคันธกุล กลุ่มจัดหาแหล่งวัตถุดิบอุตสาหกรรม กองบริหารจัดการวัตถุดิบอุตสาหกรรม กรมอุตสาหกรรมพื้นฐานและการเหมืองแร่ ที่ให้ความอนุเคราะห์การดำเนินการวิเคราะห์ผลการทดลองด้วยเครื่องมือ XRF และ XRD

ณรงค์ ยืนยงหัตถการณ์

สารบัญ

	หน้า
บทคัดย่อ	i
ABSTRACT	ii
กิตติกรรมประกาศ	iii
สารบัญ	iv
สารบัญตาราง	vii
สารบัญรูป	viii
1. บทนำ	1-1
1.1 วัตถุประสงค์	1-2
1.2 ขอบเขตการศึกษา	1-2
1.3 แนวทางการศึกษา	1-3
1.4 ประโยชน์	1-3
2. ข้อมูลของแหล่งแร่และทฤษฎีที่เกี่ยวข้อง	2-1
2.1 ข้อมูลของบริเวณแหล่งแร่ Bo Sup Trup ประเทศกัมพูชา	2-1
2.1.1 ธรณีวิทยาทั่วไป	2-1
2.1.2 ธรณีวิทยาแหล่งแร่	2-4
2.2 ทฤษฎีที่เกี่ยวข้อง	2-7
2.2.1 การสกัดทองคำด้วยสารละลาย (Cyanidation)	2-7
2.2.2 การควบคุมอัตราการเกิดปฏิกิริยา (Rate Control)	2-8
2.2.3 ผลของมลทินที่ปะปนอยู่ในส่วนผสมในการสกัดแร่ด้วยสารละลาย (Cyanidation)	2-10
2.2.3.1 กลุ่มแร่ Iron Sulphide และ Arsenic Sulphide	2-12
2.2.3.2 แร่ Pyrrhotite	2-13
2.2.3.3 แร่ Pyrite และ Marcasite	2-14
2.2.3.4 แร่ที่มี Arsenic เป็นองค์ประกอบ (Arsenic-Containing Minerals)	2-15
2.2.3.5 ไอออนของโลหะทองแดง (Copper Ion)	2-15
2.2.3.6 แร่สังกะสี	2-17
2.2.3.7 แร่ตะกั่ว	2-18
2.2.3.8 ไอออนของโลหะทั่วไป (Basic Metal Ion)	2-19
2.2.3.9 การละลายของทองคำในแร่ Arsenopyrite	2-20

สารบัญ (ต่อ)

	หน้า
บทที่ 3 เครื่องมืออุปกรณ์ที่เกี่ยวข้องในการทดลอง	3-1
3.1 เครื่องมือที่ใช้เตรียมตัวอย่างแร่	3-1
3.1.1 กระบวนการบดหยาบ	3-1
3.1.1.1 เครื่องย่อยแร่แบบปากขบ (Jaw Crusher)	3-1
3.1.1.2 เครื่องย่อยแร่แบบลูกกลิ้ง (Roll Crusher)	3-4
3.1.1.3 ตะแกรงคัดขนาด	3-6
3.1.2 กระบวนการแต่งแร่โดยอาศัยความถ่วงจำเพาะ (โต๊ะแยกแร่)	3-11
3.1.3 กระบวนการบดละเอียด	3-15
3.2 อุปกรณ์ที่ใช้ในการสกัดแร่ทองคำ	3-18
3.2.1 pH มิเตอร์ (pH Meter)	3-20
3.2.2 ออกซิเจนมิเตอร์ (Oxygen Meter)	3-22
3.2.3 แท่งความร้อนปรับอุณหภูมิได้ (Aquarium Heater)	3-23
3.2.4 ถังสกัดแร่ (Leaching Vessel)	3-24
3.2.5 ใบกวนแร่ (Two-Bladed Stirrer)	3-25
3.2.6 เครื่องวิเคราะห์ปริมาณธาตุโดยอาศัยการเรืองแสงของรังสีเอกซ์ (X-Ray Fluorescence, XRF)	3-26
3.2.7 เครื่องวิเคราะห์ชนิดแร่ด้วยรังสีเอกซ์เลี้ยวเบน (X-Ray Diffractometer, XRD)	3-28
3.2.8 เครื่องวัดการดูดกลืนแสงของอะตอม (Atomic Absorption Spectrophotometer: AAS)	3-29
บทที่ 4 การดำเนินการศึกษา	4-1
4.1 ขั้นตอนก่อนการสกัดทองคำด้วยสารละลายไซยาไนด์	4-1
4.1.1 การวิเคราะห์ตัวอย่างแร่	4-1
4.1.2 การบดหยาบ	4-2
4.1.3 การแต่งแร่ด้วยโต๊ะแยกแร่	4-3
4.1.4 การบดละเอียด	4-6
4.2 ขั้นตอนการสกัดทองคำด้วยสารละลายไซยาไนด์	4-7
4.2.1 การเตรียมสภาวะที่เหมาะสมของแร่ก่อนกระบวนการสกัดด้วยสารละลายไซยาไนด์ (Preconditioning)	4-7
4.2.1.1 กระบวนการเปลี่ยนสภาพของแร่ทองคำซัลไฟด์ (Oxidation of Sulphide Minerals)	4-8
4.2.1.2 การปรับค่าความเป็นกรดต่าง (pH Adjustment)	4-8
4.2.2 กระบวนการทดลอง	4-9

สารบัญ (ต่อ)

	หน้า
4.3 ผลการทดลอง	4-13
4.3.1 ผลการปรับสภาพแร่ก่อนการสกัด	4-13
4.3.1.1 ผลของการเติมไซยาไนด์ต่อการเปลี่ยนแปลงค่า pH และออกซิเจน	4-13
4.3.1.2 ผลของ pH	4-14
4.3.2 ผลของไซยาไนด์ต่อผลการเก็บหั่วแร่ทองคำ (Gold Recovery)	4-15
4.3.3 ผลของความเข้มข้นของออกซิเจนที่ละลายอยู่ในสารละลายและผลของ pH ของสารละลายต่อการสกัดทองคำด้วยสารละลายไซยาไนด์	4-16
4.4 การวิเคราะห์ผลการทดลอง	4-19
4.4.1 การปรับค่า pH ของส่วนผสมแร่และน้ำก่อนการสกัดด้วยสารละลายไซยาไนด์	4-20
4.4.2 ผลของความเข้มข้นของไซยาไนด์	4-21
4.4.3 ผลของ pH และความเข้มข้นของออกซิเจนที่ละลายอยู่ในสารละลายต่อการละลายและการเก็บหั่วแร่ทองคำได้	4-22
4.4.4 การเปรียบเทียบผลการศึกษา	4-23
4.4.5 ความสัมพันธ์เชิงสถิติระหว่าง % การเก็บหั่วแร่ทองคำได้ และค่าความเข้มข้นของออกซิเจนที่ละลายอยู่ในสารละลาย	4-24
บทที่ 5 สรุปผลการศึกษาและข้อเสนอแนะ	5-1
5.1 สรุปผลการศึกษา	5-1
5.2 ข้อเสนอแนะ	5-2
บรรณานุกรม	xi
ภาคผนวก	
ภาคผนวก ก รายละเอียดผลวิเคราะห์ XRF ของแร่ทองคำ	ก-1
ภาคผนวก ข วิธีวิเคราะห์ทองคำในหั่วแร่ที่ได้จากโตะแยกแร่โดย Fire assay – Flame AAS method ด้วยเครื่องวัดการดูดกลืนแสงของอะตอม (AAS)	ข-1
ภาคผนวก ค การกระจายตัวของเม็ดแร่ภายหลังการบดด้วยเครื่องวิเคราะห์ขนาดวัตถุ Malvern Particle Size Analyzer	ค-1
ภาคผนวก ง วิธีการหา Free Cyanide ที่เหลืออยู่ในสารละลายที่ได้จากการสกัดทองคำ	ง-1
ภาคผนวก จ ตัวอย่างการคำนวณและกราฟแสดงค่าความเข้มข้นของไซยาไนด์ต่อเวลาของการสกัดแร่ โดยมีจุดตั้งต้นที่ 1 g NaCN/ 1 kg แร่ และลดลงตามสมการ Exponential ไปจนถึงสิ้นสุดที่ 0.5 g NaCN/ 1 kg แร่ เมื่อสิ้นสุดเวลาที่ 24 ชั่วโมง	จ-1
ภาคผนวก ฉ ผลการสกัดแร่ได้และเปอร์เซ็นต์การเก็บหั่วแร่ทองคำที่ช่วงเวลาต่าง ๆ ของแต่ละการทดลอง	ฉ-1

สารบัญตาราง

	หน้า
ตารางที่ 2.1 แสดงค่าความสามารถในการละลายของแร่และโลหะทองแดงในสารละลายไซยาไนด์ 0.099% NaCN ต่อแร่เท่ากับ 10:1 ภายหลังการสกัด 24 ชั่วโมง	2-16
ตารางที่ 2.2 แสดงค่าความสามารถในการละลายของแร่สังกะสีในสารละลายไซยาไนด์ต่อแร่เท่ากับ 5:1 ภายหลังการสกัด 24 ชั่วโมง	2-17
ตารางที่ 3.1 การเปรียบเทียบขนาดกำลังและความสามารถของเครื่อง Blake Crusher	3-3
ตารางที่ 3.2 ตัวอย่างของขนาดมาตรฐาน	3-8
ตารางที่ 3.3 ตัวอย่างรายงานการคัดขนาด	3-9
ตารางที่ 3.4 แสดงการเปรียบเทียบขนาดของแร่เมื่อใช้ตะแกรงมาตรฐานต่าง ๆ	3-9
ตารางที่ 4.1 แสดงผลวิเคราะห์ธาตุองค์ประกอบของแร่ดิบจากแหล่ง Bo Sup Trup ประเทศกัมพูชา	4-1
ตารางที่ 4.2 ผลการแต่งแร่ด้วยโต๊ะแยกแร่	4-4
ตารางที่ 4.3 ผลวิเคราะห์องค์ประกอบของธาตุของหัวแร่ที่ได้จากโต๊ะแยกแร่ ด้วยเครื่อง XRF ยี่ห้อ OLYMPUS ของกรมอุตสาหกรรมพื้นฐานและการเหมืองแร่	4-4
ตารางที่ 4.4 ผลวิเคราะห์องค์ประกอบของธาตุของหัวแร่ที่ได้จากโต๊ะแยกแร่ ด้วยเครื่อง XRF ยี่ห้อ Bruker ของบริษัท Siam Frit จำกัด	4-5
ตารางที่ 4.5 ผลของระยะเวลาในการปรับค่า pH ต่อปริมาณปูนขาวและไซยาไนด์ที่ใช้ และ % การเก็บหัวแร่ ทองคำได้ ที่ pH 10.5 ความเข้มข้นของออกซิเจนในสารละลาย 6 ppm ปริมาณไซยาไนด์ตั้งต้น 1g/kg แล้วลดลงเหลือ 0.5 g/kg ภายหลังการสกัดแร่ 24 ชั่วโมง	4-14
ตารางที่ 4.6 ผลของการเปลี่ยนแปลงความเข้มข้นของไซยาไนด์ที่ใช้จาก 1g/kg ในขณะเริ่มต้นไปเป็น 0.3 0.5 และ 0.8 g/kg ภายหลังการสกัดแร่ 24 ชั่วโมง ต่อ % การเก็บหัวแร่ทองคำได้	4-16
ตารางที่ 4.7 ผลการทดลองภายหลังการสกัดแร่ 24 ชั่วโมง ที่ค่าความเข้มข้นของออกซิเจนที่ละลายอยู่ใน สารละลายและ pH ต่าง ๆ โดยค่าความเข้มข้นของไซยาไนด์เริ่มต้นที่ 1g/kg ลดลงเป็น 0.5 g/kg ภายหลัง 24 ชั่วโมง	4-17
ตารางที่ 4.8 สมการการถดถอยที่ไม่ใช่เชิงเส้นของ % การเก็บหัวแร่ทองคำได้ภายหลังการสกัด 24 ชั่วโมง	4-25
ตารางที่ 4.9 สมการเชิงอนุพันธ์ระหว่างค่าความเข้มข้นของออกซิเจนที่ละลายอยู่ในสารละลายและ % การเก็บหัวแร่ทองคำได้ภายหลังการสกัด 24 ชั่วโมงที่ pH คงที่	4-25

สารบัญรูป

	หน้า
รูปที่ 2.1 แสดงแนวการเกิดแร่ 4 แนวหลักของประเทศกัมพูชา	2-2
รูปที่ 2.2 แสดงที่ตั้งของเหมืองแร่ Bo Sup Trup บริษัท Angkor Wat Cement จำกัด	2-3
รูปที่ 2.3 แสดงแผนผังโครงการทำเหมืองของบริษัท Angkor Wat Cement จำกัด	2-4
รูปที่ 2.4 สายแร่ควอตซ์ซิลไฟด์อุ้มทอง (สีดำ) มีการคดโค้งและการฉีกเลื่อนตัวในลักษณะย้อนมุมต่ำ เกิดขึ้นภายในเนื้อหินเคไซด์ (สีขาว) พบเห็นได้ในอุโมงค์ B	2-6
รูปที่ 2.5 สายแร่ควอตซ์ซิลไฟด์อุ้มทองคำแสดงลักษณะการคดโค้งแบบประทุนคว่ำและการเลื่อนหลุดจากกัน ในบริเวณแนวร่นาบรอยย้อนมุมต่ำขนาดเล็กที่พบเห็นได้ในอุโมงค์ C	2-6
รูปที่ 2.6 แนวสัมผัสแบบเฉียบพลันระหว่างหินเคไซด์ (สีขาว) กับหินแปรกลบอมชนิดฮอร์นเฟลเนื้อซิลิกา (Siliciclastic) ที่พบเห็นได้ในอุโมงค์ C	2-7
รูปที่ 2.7 การกัดกร่อนของผิวโลหะที่สัมผัสกันบริเวณรับและส่งประจุไฟฟ้า (Anodic/Cathodic Area)	2-9
รูปที่ 2.8 ผลของ Na_2S ในสารละลาย 0.25% KCN ต่ออัตราการละลายของทองคำและเงิน	2-11
รูปที่ 2.9 ผลของ Sulphide Ion ต่อเวลาในการสกัดทองคำด้วยสารละลาย NaCN 1 กรัมต่อลิตร	2-11
รูปที่ 2.10 แสดงอัตราการละลายทองคำด้วย 0.1% NaCN ที่ค่าความเป็นด่างต่าง ๆ ในสารละลายต่าง ต่างชนิดกัน (บน) NaOH (ล่าง) $\text{Ca}(\text{OH})_2$	2-12
รูปที่ 2.11 ผลของ Lead nitrate ต่ออัตราการละลายทองคำในสารละลาย Na_2CO_3 และ 1 g/l NaCN	2-19
รูปที่ 3.1 แสดงเครื่องย่อยแร่ Blake Crusher	3-2
รูปที่ 3.2 เครื่องย่อยแร่แบบปากขบ (Jaw Crusher) ที่ใช้ในการทดลอง	3-3
รูปที่ 3.3 เครื่องย่อยแร่แบบลูกกลิ้ง (Roll Crusher)	3-5
รูปที่ 3.4 เครื่องย่อยแร่แบบลูกกลิ้ง (Roll Crusher) ที่ใช้ในการทดลอง	3-5
รูปที่ 3.5 เครื่องคัดขนาดแบบ Ro-Tap	3-7
รูปที่ 3.6 ก) ลักษณะของตะแกรงสั่น ข) โครงสร้างของตะแกรงสั่น	3-10
รูปที่ 3.7 ตะแกรงมาตรฐานที่ใช้ในการทดลอง	3-11
รูปที่ 3.8 แสดงระยะวัตถุจมถึงผิวพื้นโต๊ะห่างจากจุดเริ่ม	3-12
รูปที่ 3.9 แสดงปัจจัยที่มีผลต่อการไหลของแร่บนโต๊ะแยกแร่	3-12
รูปที่ 3.10 แสดงอุปกรณ์ต่าง ๆ ของโต๊ะแยกแร่	3-13
รูปที่ 3.11 แสดงโต๊ะแยกแร่	3-13
รูปที่ 3.12 แสดงทิศทางของแรงจากการเคลื่อนของโต๊ะและน้ำที่เกิดขึ้นกับเม็ดแร่และทรายบนโต๊ะ	3-14
รูปที่ 3.13 แสดงรูปร่างของพื้นโต๊ะและไม้ลูกขึ้น	3-15

สารบัญรูป (ต่อ)

	หน้า
รูปที่ 3.14 แสดงส่วนประกอบของเครื่องบดแร่แบบบดด้วยท่อนเหล็ก (Rod Mill)	3-17
รูปที่ 3.15 แสดงการบดแร่ของแท่งเหล็กภายในเครื่องบดแร่แบบบดด้วยท่อนเหล็ก (Rod Mill)	3-17
รูปที่ 3.16 แสดงการบดภายในเครื่องบดแร่แบบบดด้วยท่อนเหล็ก (Rod Mill)	3-17
รูปที่ 3.17 แสดงเครื่องบดแร่แบบบดด้วยท่อนเหล็ก (Rod Mill) ที่ใช้ในการทดลอง	3-18
รูปที่ 3.18 แสดงแบบร่างการจัดเรียงอุปกรณ์ที่ใช้ในการสกัดทองคำด้วยสารละลายไซยาไนด์	3-19
รูปที่ 3.19 ส่วนประกอบของ pH มิเตอร์	3-21
รูปที่ 3.20 ส่วนประกอบของ Combination pH Electrode	3-21
รูปที่ 3.21 pH มิเตอร์ ยี่ห้อ Metrohm รุ่น 781 pH/Ion Meter	3-21
รูปที่ 3.22 ออกซิเจนมิเตอร์ ยี่ห้อ JPB รุ่น 70A	3-22
รูปที่ 3.23 เซนเซอร์วัดออกซิเจนในน้ำแบบ Optical	3-23
รูปที่ 3.24 เซนเซอร์วัดออกซิเจนในน้ำแบบใช้หลักการเคมีไฟฟ้า	3-23
รูปที่ 3.25 ก) แท่งความร้อนปรับอุณหภูมิได้ (Aquarium Heater) ข) มาตรฐานอุณหภูมิแบบดิจิทัล	3-24
รูปที่ 3.26 ถังสกัดแร่ (Leaching Vessel)	3-25
รูปที่ 3.27 ก) ใบกวนแร่ (Two-Bladed Stirrer) ข) มอเตอร์	3-26
รูปที่ 3.28 ส่วนประกอบตัวเครื่อง XRF แบบพกพาของ OLYMPUS	3-27
รูปที่ 3.29 หลักการทำงานของเครื่อง XRF	3-27
รูปที่ 3.30 แสดง Limits of Detection ของเครื่องวิเคราะห์ปริมาณธาตุโดยอาศัยการเรืองแสงของรังสีเอกซ์ (X-Ray Fluorescence, XRF) แบบพกพาของ OLYMPUS	3-28
รูปที่ 3.31 แสดงหลักการเลี้ยวเบนของรังสีเอกซ์	3-29
รูปที่ 3.32 เครื่องวิเคราะห์ชนิดแร่ด้วยรังสีเอกซ์เลี้ยวเบน (X-Ray Diffractometer) แบบพกพาของ OLYMPUS	3-29
รูปที่ 3.33 แสดงความเข้มของพลังงานแสงเมื่อเดินทางผ่านสารละลายเป็นระยะทาง b	3-30
รูปที่ 3.34 แสดงหลักการทำงานของเครื่องวัดการดูดกลืนแสงของอะตอม	3-31
รูปที่ 3.35 องค์ประกอบที่สำคัญของเครื่องวัดการดูดกลืนแสงของอะตอม	3-32
รูปที่ 3.36 เครื่องวัดการดูดกลืนแสงของอะตอม (AAS) ยี่ห้อ SpectrAA รุ่น 220FS	3-32
รูปที่ 4.1 ลักษณะแร่ดิบจากแหล่ง Bo Sup Trup ประเทศกัมพูชา	4-1
รูปที่ 4.2 แสดงผลวิเคราะห์ชนิดของแร่ดิบจากแหล่ง Bo Sup Trup ประเทศกัมพูชาด้วยเครื่อง XRD	4-2
รูปที่ 4.3 ลักษณะของแร่ก่อนเข้าสู่กระบวนการบดหยาบ	4-2
รูปที่ 4.4 ลักษณะแร่ภายหลังการผ่านการย่อยแร่ด้วยเครื่องย่อยแร่แบบลูกกลิ้ง (Roll Crusher)	4-3

สารบัญรูป (ต่อ)

	หน้า
รูปที่ 4.5 แสดงลักษณะหัวแร่บดโตะแยกแร่	4-4
รูปที่ 4.6 แสดงลักษณะของหัวแร่ที่ผ่านการแต่งแร่ด้วยโตะแยกแร่	4-4
รูปที่ 4.7 แสดงผลวิเคราะห์ชนิดแร่ของหัวแร่ที่ได้จากโตะแยกแร่ด้วยเครื่อง XRD	4-5
รูปที่ 4.8 ผลวิเคราะห์ธาตุทองคำด้วยเครื่องวัดการดูดกลืนแสงของอะตอม (AAS)	4-5
รูปที่ 4.9 หัวแร่ที่ผ่านการแต่งแร่ด้วยโตะแยกแร่หลังผ่านการบดด้วยเครื่องบดแร่แบบบดด้วยท่อนเหล็ก (Rod Mill)	4-6
รูปที่ 4.10 Malvern Particle Size Analyzer	4-7
รูปที่ 4.11 แสดงร้อยละของน้ำหนักสะสมที่มีขนาดเล็กกว่าขนาดที่ศึกษา (Cumulative % Passing)	4-7
รูปที่ 4.12 แสดงสถานที่ทดลอง ณ บริษัท Alchemy จำกัด	4-9
รูปที่ 4.13 แสดงลักษณะชุดอุปกรณ์ขณะทำการทดลอง	4-9
รูปที่ 4.14 ก) บิวเรตต์ ข) ปีเปตต์	4-11
รูปที่ 4.15 สารเคมีที่ใช้ ก) Sodium Cyanide ข) Calcium Oxide ค) Silver Nitrate	4-11
รูปที่ 4.16 แสดงผลการทดสอบปริมาณไซยาไนด์ที่เหลืออยู่ในสารละลายด้วยวิธี Titration	
ก) สารละลายไซยาไนด์ ข) สารละลายไซยาไนด์ภายหลังทำปฏิกิริยากับซิลเวอร์ไนเตรต	4-11
รูปที่ 4.17 ผลของระยะเวลาในการปรับค่า pH ต่อ % การเก็บหัวแร่ทองคำได้ ที่ pH 10.5 และความเข้มข้นของออกซิเจนในสารละลาย 6 ppm	4-15
รูปที่ 4.18 ผลของระยะเวลาในการปรับค่า pH ต่อปริมาณการใช้ไซยาไนด์ ที่ pH 10.5 และความเข้มข้นของออกซิเจนในสารละลาย 6 ppm	4-15
รูปที่ 4.19 ผลของความเข้มข้นของไซยาไนด์ต่อ % การเก็บหัวแร่ทองคำได้	4-16
รูปที่ 4.20 ผลของ pH ต่อ % การเก็บหัวแร่ทองคำได้ที่ความเข้มข้นของออกซิเจนที่ละลายอยู่ในสารละลายคงที่	4-18
รูปที่ 4.21 ผลของความเข้มข้นของออกซิเจนที่ละลายอยู่ในสารละลายต่อ % การเก็บหัวแร่ทองคำได้ที่ pH คงที่	4-18
รูปที่ 4.22 ผลของความเข้มข้นของออกซิเจนที่ละลายอยู่ในสารละลายต่อปริมาณทองคำที่สกัดได้ที่ pH คงที่	4-19
รูปที่ 4.23 ผลของ pH ต่อปริมาณทองคำที่สกัดได้ที่ค่าความเข้มข้นของออกซิเจนที่ละลายอยู่ในสารละลายคงที่	4-19
รูปที่ 4.24 แสดงปริมาณทองคำที่สกัดได้ภายหลัง 24 ชั่วโมงที่ค่า pH ต่าง ๆ	4-24
รูปที่ 4.25 ผลของออกซิเจนต่อ % การเก็บหัวแร่ทองคำได้ ที่ pH คงที่	4-24
รูปที่ 5.1 แสดงขั้นตอนการบดคัดขนาดแร่	5-3
รูปที่ 5.2 แสดงขั้นตอนการแต่งแร่ด้วยโตะแยกแร่	5-4
รูปที่ 5.3 แสดงขั้นตอนการบดละเอียดต่อวงจรปิดกับไฮโดรไซโคลอน	5-5
รูปที่ 5.4 แสดงขั้นตอนการปรับสภาพแร่ก่อนการสกัดแร่	5-6
รูปที่ 5.5 แสดงขั้นตอนการสกัดทองคำด้วยสารละลายไซยาไนด์	5-7

บทที่ 1

บทนำ

เมื่อแหล่งแร่ทองคำทุติยภูมิ (Oxidized gold) ซึ่งเป็นแหล่งทองคำในระดับต้น หรือเป็นแหล่งทองคำที่สามารถนำมาผ่านกระบวนการแต่งแร่ได้ง่ายเริ่มหมดไป ก็จะเริ่มทำเหมืองแร่ในแหล่งแร่ทองคำปฐมภูมิ (Sulfurized gold) ซึ่งจะพบทองคำในระดับ ppm กระจายตัวอยู่ในแร่ซัลไฟด์ มีรูปแบบทั้งในระดับ Sub-microscopic และ Microscopic (Henley, 1975)

แร่ซัลไฟด์ที่พบทั่วไปคือแร่ไพไรต์ (Pyrite) และอาซิโนไพไรต์ (Arsenopyrite) เป็นส่วนใหญ่ ส่วนแร่ซัลไฟด์อื่นที่พบ ได้แก่ Galena Sphalerite และ Chalcopyrite และยังสามารถพบแร่อื่น ๆ รวม ได้แก่ Pyrrhotite Tetrahedrite และ Tennantite อีกด้วย แร่ซัลไฟด์ในรูป Microscopic นี้ยากแก่การเก็บแร่ด้วยวิธีการละลายแร่ด้วยสารละลายเคมี (Refractory) โดยทั่วไปการเก็บแร่ทำได้ไม่เกิน 80% ของทองคำทั้งหมดในเนื้อแร่ ทองคำจะสูญเสียไปกับส่วนที่ทิ้งหรือหางแร่ (Tailing) และต้องใช้ปริมาณไซยาไนด์สูงมาก (Petruck, 1989) ขึ้นอยู่กับปัจจัยที่เกี่ยวข้องกับแร่และสารเคมี จึงมีความจำเป็นต้องทำการเตรียมแร่ด้วยกระบวนการที่เหมาะสมก่อนทำการสกัดแร่ด้วยสารละลายไซยาไนด์ ถ้าทองคำถูกปิดกั้นด้วยโลหะซัลไฟด์อื่น ๆ เช่น พลวง ทองแดง อาร์ซีนิก หรือ เหล็ก ความยากของการสกัดขึ้นอยู่กับการละลายตัวของโลหะเหล่านี้ และการที่ทองคำจะมีโอกาสสัมผัสกับสารละลาย การละลายตัวของโลหะซัลไฟด์เหล่านี้ทำให้ปริมาณการใช้ไซยาไนด์และปูนขาวสูงขึ้น และออกซิเจนที่ละลายในสารละลายลดลง ขณะเดียวกันการละลายตัวของโลหะหนักส่งผลต่อกระบวนการอื่น ๆ ที่ตามมา และเป็นปัญหาต่อสิ่งแวดล้อม

โดยทั่วไปการเติมอากาศในสภาวะความเป็นด่างก่อนทำการสกัดด้วยสารละลาย (Cyanidation) เหมาะสมกับแร่ที่เป็นแร่ทุติยภูมิหรือเกลือออกไซด์ของแร่เหล็ก ทองแดง เป็นต้น Lakshmanan and Childs (1984) ยังพบว่าการเติมเกลือของตะกั่ว (Lead Salt) สามารถตกตะกอนสารละลายโลหะซัลไฟด์หลายชนิดได้ก่อนเริ่มทำการสกัดด้วยสารละลาย (Cyanidation) ซึ่งจะช่วยลดปริมาณการใช้ไซยาไนด์และเกิดปฏิกิริยาการสกัดทองคำที่ดีขึ้น

การบดแร่ให้ละเอียดสามารถเพิ่มผิวสัมผัสของทองคำกับสารละลายได้ดี แม้ว่าจะถูกปิดกั้นด้วยแร่โลหะซัลไฟด์ (Arsenopyrite และ Pyrite) แต่กระบวนการบดแร่อาจไม่ประสบความสำเร็จหากทองคำที่เกิดร่วมมีความละเอียดสูงมากจนไม่สามารถเพิ่มผิวสัมผัสต่อสารละลายได้

กระบวนการออกซิเดชันแร่ซัลไฟด์จึงมีบทบาทอย่างมากในการที่จะช่วยเพิ่มผิวสัมผัสของทองคำต่อสารละลายก่อนเข้าสู่กระบวนการสกัดด้วยสารละลาย (Cyanidation) ซึ่งโดยทั่วไปจะกระทำภายหลังการเพิ่มความเข้มข้นของแร่ซัลไฟด์ในแร่ดิบ (Pizarro and Schlitt, 1984) นอกจากจะทำให้สามารถสกัดทองคำได้แล้ว ยัง

ป้องกันการทำปฏิกิริยาต่อเนื่องระหว่างแร่โลหะซัลไฟด์ที่มีอยู่กับสารละลายที่ใช้ในการสกัด เป็นการลดปริมาณการใช้ไซยาไนด์อีกทางหนึ่ง

กระบวนการออกซิเดชันถือเป็นกระบวนการที่ต้องทำก่อนหน้ากระบวนการสกัดด้วยสารเคมี (Pretreatment process) บางกระบวนการมีการนำไปใช้แพร่หลายแล้ว (Komnitsas and Pooley, 1989) กระบวนการเหล่านี้ ได้แก่ Roasting, Acidic Pressure Oxidation, Arseno Process, Prochem's Nitrox Process, Caro's Acid, Alkaline Oxidation, Chlorine Pressure Leach และ Bacterial Oxidation กระบวนการอื่น ๆ นอกเหนือจากการทำ Roasting มีวัตถุประสงค์เพื่อลดปัญหาด้านสิ่งแวดล้อมและอาจส่งผลต่อความคุ้มค่าของกระบวนการด้วย

Sanchez and Hiskey (1988) Espiell, Cruells and Nunez (1986) และ Liddell (1988) ศึกษากระบวนการสกัดแร่ด้วยสารละลาย (Cyanidation) โดยตรงกับทองคำในแร่ Arsenopyrite เข้มข้นจากแหล่งแร่ Tangier, Nova Scotia ประเทศแคนาดา ซึ่งมีลักษณะการสะสมตัวของแร่ในสายแร่ควอตซ์โดยมีทองคำกว่า 80% มีขนาดเล็กมากกว่า 100 ไมครอน โดยมีสมมติฐานเบื้องต้นว่า การสกัดตรงต้องควบคุมค่าความเป็นกรดต่างอย่างสม่ำเสมอ (Adorjan, 1990) เพื่อให้สามารถเก็บทองได้จากตัวอย่างแร่ในปริมาณสูง (High Recovery) ในช่วงระยะเวลาการสกัดทองคำประมาณ 8 ชั่วโมง และใช้สารไซยาไนด์ในการสกัดทองคำในปริมาณต่ำ

1.1 วัตถุประสงค์

การศึกษานี้มีวัตถุประสงค์เพื่อ

- 1) ใช้กระบวนการสกัดทองคำด้วยสารละลาย (Cyanidation) ที่ใช้กันอย่างแพร่หลาย โดยไม่มีการทำ Pretreatment ของส่วนผสม (การสกัดตรง, Direct Cyanidation)
- 2) ศึกษาตัวแปรต่าง ๆ ได้แก่ ค่าความเป็นกรดต่าง (pH) อุณหภูมิ การละลายของออกซิเจน และปริมาณการใช้ไซยาไนด์ที่มีผลต่อการทำการสกัดทองคำด้วยสารละลาย (Cyanidation)
- 3) ลดปริมาณไซยาไนด์ที่เหลือทิ้งภายหลังการสกัดด้วยสารละลาย (Cyanidation) ให้เหลือน้อยที่สุด เพื่อใช้เป็นแนวทางลดกระบวนการทางเคมีเพื่อทำลายไซยาไนด์ที่เหลือก่อนปล่อยสู่บ่อกักเก็บ

1.2 ขอบเขตการศึกษา

- 1) รวบรวมข้อมูลลักษณะของแหล่งแร่ที่ใช้ในการศึกษา ซึ่งประกอบด้วย ลักษณะธรณีวิทยาทั่วไป ลักษณะธรณีวิทยาแหล่งแร่ วิธีการสำรวจ
- 2) รวบรวมข้อมูลที่เกี่ยวข้องกับการสกัดทองคำด้วยสารละลายไซยาไนด์ (Cyanidation) ได้แก่ พฤติกรรมของมลทินของแร่ต่าง ๆ ที่เป็นองค์ประกอบหลักของแร่ทองคำต่อสารละลายไซยาไนด์ เครื่องมือที่เหมาะสม

สำหรับการสกัดทองคำด้วยสารละลายไซยาไนด์ และสถานะต่าง ๆ ที่เกี่ยวข้องกับกระบวนการสกัดทองคำด้วยสารละลายไซยาไนด์ เช่น ขนาดของแร่ ชนิดของแร่ อุณหภูมิ ความเข้มข้นของสารละลาย ฯลฯ

- 3) เตรียมตัวอย่างแร่และศึกษาคุณสมบัติของแร่ด้วยเครื่องมือแต่งแร่และเครื่องมือทางวิทยาศาสตร์
- 4) ศึกษากระบวนการสกัดทองคำด้วยสารละลายไซยาไนด์ในห้องทดลองตามสถานะต่าง ๆ ได้แก่ อุณหภูมิ ความเข้มข้นของไซยาไนด์ ค่าความเป็นกรดต่าง ความเข้มข้นของออกซิเจนที่ละลายอยู่ในสารละลาย
- 5) ตรวจสอบ วิเคราะห์ และสรุปผลการศึกษา
- 6) เสนอแนะแนวทางที่เหมาะสมในการปรับปรุงกระบวนการสกัดทองคำด้วยสารละลายไซยาไนด์

1.3 แนวทางการศึกษา

- 1) นำตัวอย่างแร่จากแหล่งแร่ Bo Sup Trup ประเทศกัมพูชา มาเตรียมตัวอย่างโดยการบดคัดขนาดให้ได้ขนาดที่เหมาะสมต่อการแต่งแร่ และวิเคราะห์ชนิดและปริมาณแร่ทองคำที่มีอยู่ด้วยเครื่องมือวิเคราะห์ XRD/XRF
- 2) แต่งตัวอย่างแร่ด้วยโต๊ะแยกแร่เพื่อให้ได้หัวแร่ทองคำซัลไฟด์ที่มีความเข้มข้นสูง และวิเคราะห์ชนิดและปริมาณแร่ทองคำที่มีอยู่ด้วยเครื่องมือวิเคราะห์ XRD/XRF
- 3) บดหัวแร่ทองคำซัลไฟด์ให้ได้ขนาดที่เหมาะสมต่อการสกัดด้วยสารละลายไซยาไนด์
- 4) ดำเนินการสกัดทองคำจากแร่ทองคำซัลไฟด์ที่ผ่านการบดแล้วด้วยสารละลายไซยาไนด์ตามสถานะต่าง ๆ ได้แก่ อุณหภูมิ ความเข้มข้นของไซยาไนด์ ค่าความเป็นกรดต่าง ความเข้มข้นของออกซิเจนที่ละลายอยู่ในสารละลาย
- 5) วิเคราะห์ผลของการสกัดและค่าการเก็บหัวแร่ทองคำที่ได้ (Recovery) จากสารละลายด้วยเครื่องวัดการดูดกลืนแสงของอะตอม (Atomic Absorption Spectrophotometer: AAS) จำนวน 17 ตัวอย่าง
- 6) ศึกษาความสัมพันธ์ระหว่างค่าการเก็บหัวแร่ทองคำที่ได้ (Recovery) และค่าความเข้มข้นของออกซิเจนที่ละลายอยู่ในสารละลาย ที่ค่าความเป็นกรดต่างต่าง ๆ (Regression Analysis)
- 7) สรุปผลการทดลองและเสนอแนะแนวทางปรับปรุงกระบวนการสกัดทองคำด้วยสารละลายไซยาไนด์

1.4 ประโยชน์

- 1) ผลการสกัดทองคำด้วยสารละลายไซยาไนด์ในสถานะต่าง ๆ
- 2) ทราบถึงความสัมพันธ์ระหว่างค่าการเก็บหัวแร่ทองคำที่ได้ (Recovery) และค่าความเข้มข้นของออกซิเจนที่ละลายอยู่ในสารละลาย ที่ค่าความเป็นกรดต่างต่าง ๆ
- 3) ทราบถึงผลการสกัดทองคำด้วยสารละลายไซยาไนด์ที่เหมาะสมในสถานะต่าง ๆ
- 4) ผลการศึกษาที่ได้สามารถเป็นเอกสารวิชาการที่ใช้เป็นข้อมูลอ้างอิงและการศึกษาในอนาคต
- 5) ผลการศึกษาที่ได้จะใช้เป็นแนวทางปรับปรุงกระบวนการสกัดทองคำด้วยสารละลายไซยาไนด์แบบสกัดตรง, Direct Cyanidation) ที่สามารถประยุกต์ใช้ในเชิงอุตสาหกรรม

บทที่ 2

ข้อมูลของแหล่งแร่และทฤษฎีที่เกี่ยวข้อง

ในบทนี้จะกล่าวถึงลักษณะของแหล่งแร่ Bo Sup Trup ประเทศกัมพูชา ที่ได้นำตัวอย่างแร่จากแหล่งดังกล่าวมาทำการศึกษา และทฤษฎีที่เกี่ยวข้องกับการสกัดทองคำด้วยสารละลาย (Cyanidation) โดยมีรายละเอียดดังต่อไปนี้

2.1 ข้อมูลของบริเวณแหล่งแร่ Bo Sup Trup ประเทศกัมพูชา

2.1.1 ธรณีวิทยาทั่วไป

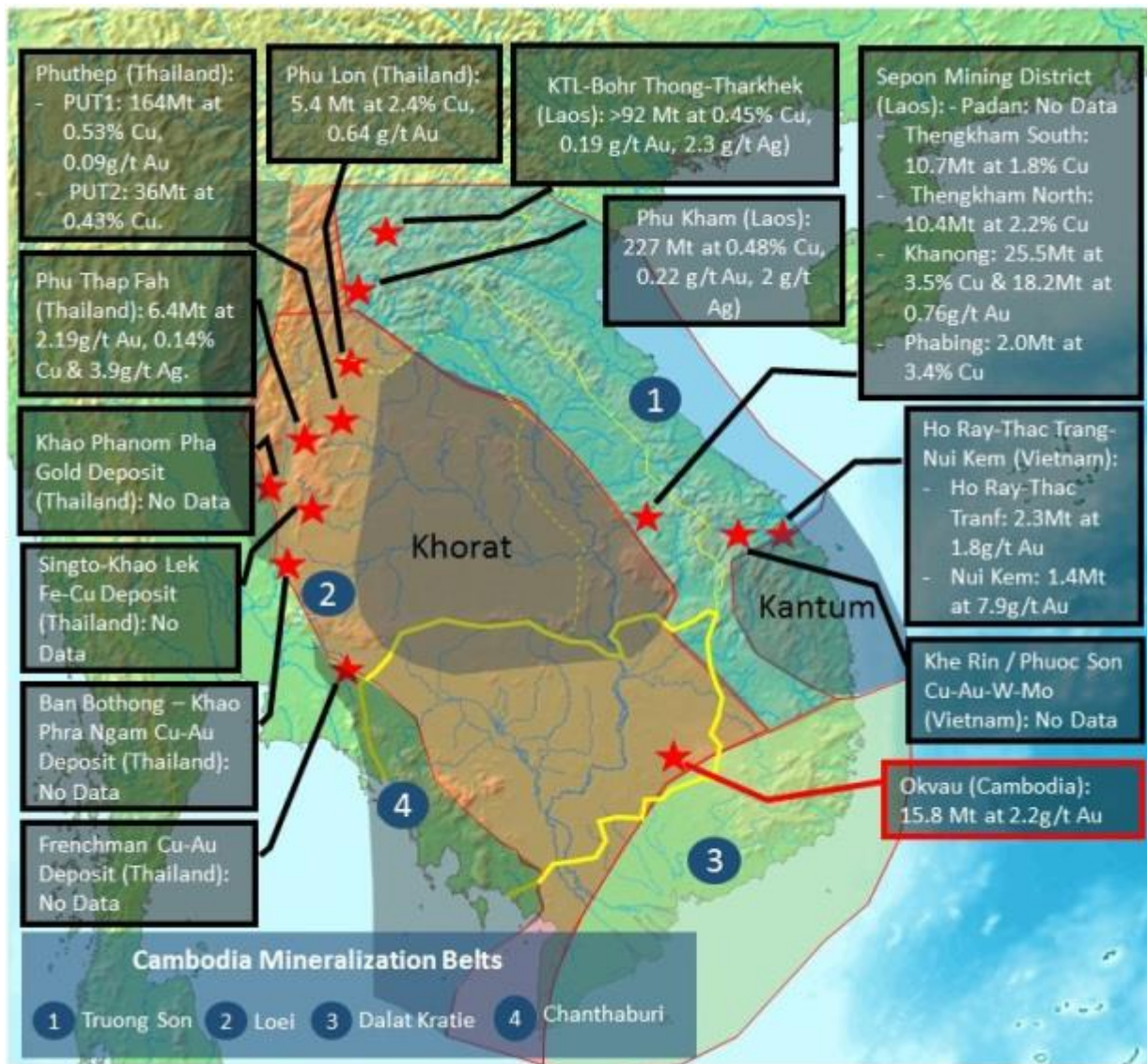
ประเทศกัมพูชามีแนวการเกิดแร่ 4 แนวหลัก เป็นแหล่งแร่ทองคำ ทองแดง และเหล็ก ซึ่งมีความสำคัญระดับภูมิภาคและระดับโลก ได้แก่ 1) Truong Son 2) Loei 3) Dalat Kratie 4) Chanthaburi (รูปที่ 2.1) (INRES Researcher, 2015)

Bo Sup Trup เป็นแหล่งแร่ทองคำที่เป็นที่รู้จักมานาน ตั้งอยู่ในอำเภอ Ampil เขตรอยต่อระหว่างจังหวัด Bateay Meanchey และ Oudor Meanchey ของประเทศกัมพูชา โดยมีบริษัท Angkor Wat Cement จำกัด ซึ่งเป็นบริษัทของคนไทย 100% เป็นหนึ่งในบริษัทที่ได้รับสัมปทานทำเหมืองแร่ในแหล่ง Bo Sup Trup ดังกล่าว ตั้งอยู่ในพิกัด UTM 313800 – 315800 E และ 1547500 – 1548500 W (Indian Thailand datum Zone 48) มีขนาดของสัมปทานประมาณ 2 ตารางกิโลเมตร (รูปที่ 2.2 – 2.3)

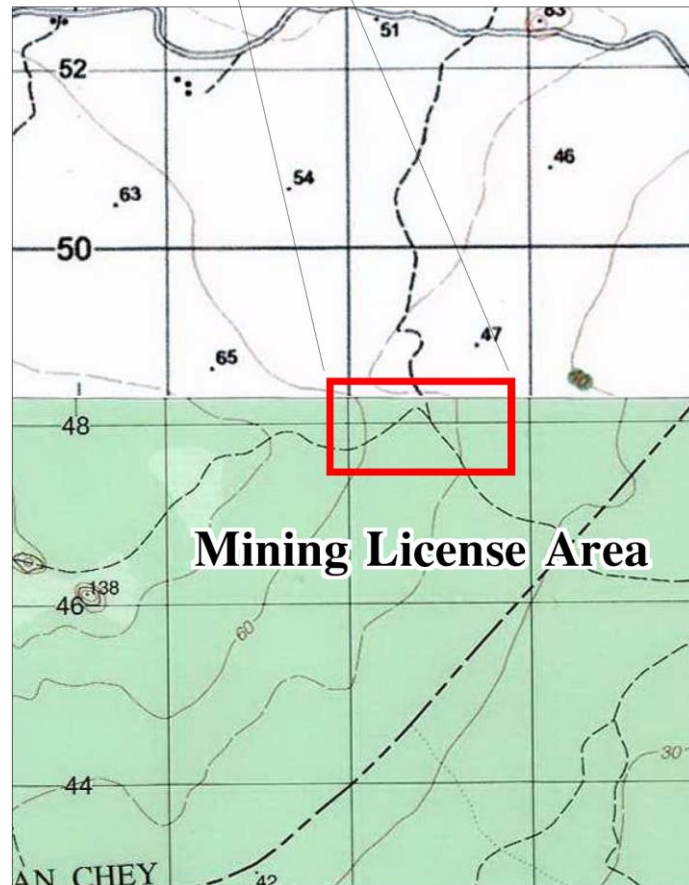
Kun and Say (1986) ระบุปริมาณสินแร่ของแหล่งไว้ 240,000 เมตริกตัน ที่ความสมบูรณ์ของทองคำ 15 กรัมต่อเมตริกตัน ทั้งนี้จากการศึกษาตัวอย่างที่เก็บได้ในพื้นที่มีแนวโน้มว่าอาจมีค่าความสมบูรณ์สูงถึง 420 กรัมต่อเมตริกตัน แหล่งแร่ทองคำแบบปฐมภูมิของแหล่งแร่อยู่ในเครือข่ายของสายแร่ควอตซ์ที่มีความหนาแน่นระหว่าง 0.3-4.0 เมตร ซึ่งเกิดจากการแทรกดันตัวของพนักหินแกรนิตที่แทรกตัวเข้าไปในหินดินดานและหินปูนยุค Devonian – Permian โดยมีแร่ที่เกิดร่วมประกอบด้วย แร่ไพไรต์ แร่สฟาเลอไรต์ แร่กาสิโน แร่แคลโคไพไรต์ และแร่มาราไซต์ และมีเงินร่วมด้วยบางส่วน แหล่งแร่ปฐมภูมิดังกล่าวถูกควบคุมด้วยระบบแนวรอยเลื่อนที่ส่วนใหญ่วางตัวในแนวตะวันออก-ตะวันตก

ผลการตรวจสอบสายแร่ที่ปรากฏบนพื้นผิว กองหางแร่จากการทำเหมืองเดิมในพื้นที่และจากการสำรวจแร่ด้วยการเจาะเก็บตัวอย่างแท่งหินจำนวนมากกว่า 1,000 เมตรในช่วงระหว่างปี ค.ศ. 1961-1965 โดยนักธรณีวิทยาของ B.R.G.M. (Bureau de Recherches Géologiques et Minières) ซึ่งแม้ว่าจะพบค่าความสมบูรณ์ของทองคำสูงในตัวอย่างแท่งหินบางตัวอย่างแต่ค่าความสมบูรณ์เฉลี่ยของทองคำและเงินอยู่ที่ 4.14 กรัม และ 3.74 กรัม ต่อเมตริกตัน ตามลำดับ บางสายแร่พบมีค่าค่อนข้างสูงกว่าที่ประเมินได้ (เช่นมีค่าความสมบูรณ์ 94.42 กรัมทองคำ และ 11.08 กรัมเงินต่อเมตริกตัน) แต่อย่างไรก็ตามค่าความสมบูรณ์ที่ประเมินพบว่าไม่มีความต่อเนื่องกัน

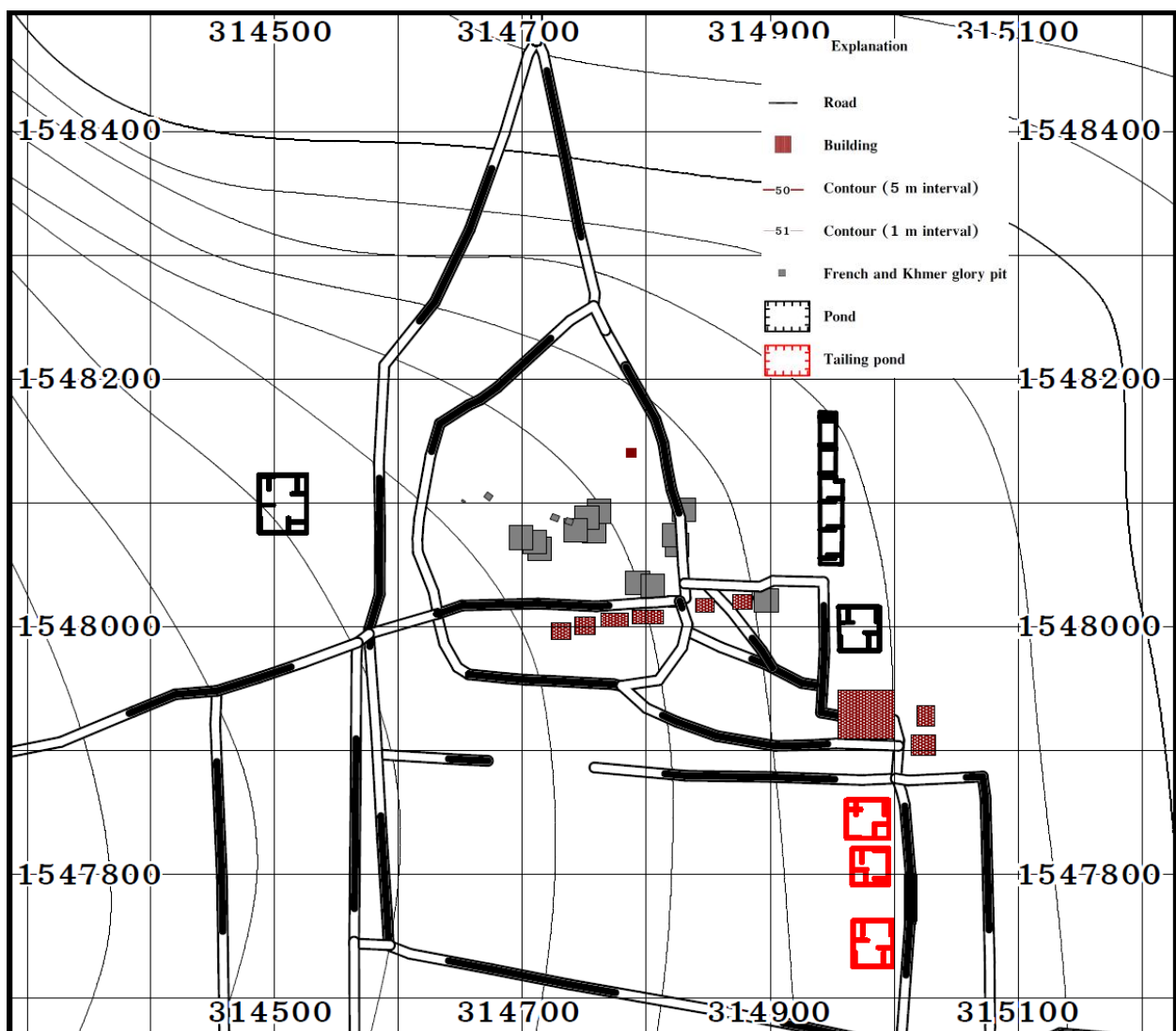
จากการศึกษาพบว่าความสมบูรณ์ของทองคำในแหล่งลานแร่ของ Bo Sup Trup ครอบคลุมพื้นที่ 20 ตารางกิโลเมตร มีค่าความสมบูรณ์เฉลี่ยประมาณ 0.5 กรัมต่อลูกบาศก์เมตร ซึ่งเหมาะแก่การทำเหมืองแร่เรือขุดบนบก จากรายงานผลการศึกษาเชิงเศรษฐศาสตร์บริเวณ Bo Sup Trup ของ B.R.G.M. (Bureau de Recherches Géologiques et Minières) ทั้งแหล่งแร่ปฐมภูมิและทุติยภูมิมีศักยภาพที่จะพัฒนาเป็นเหมืองแร่ทองคำได้ในอนาคต แม้ว่าพื้นที่ดังกล่าวเคยผ่านการทำเหมืองมาแล้วในอดีต (ESCAP, 1993)



รูปที่ 2.1 แสดงแนวการเกิดแร่ 4 แนวหลักของประเทศกัมพูชา (INRES Researcher, 2015)



รูปที่ 2.2 แสดงที่ตั้งของเหมืองแร่ Bo Sup Trup บริษัท Angkor Wat Cement จำกัด
(Angkor Wat Cement Co., Ltd., 2011)



รูปที่ 2.3 แสดงแผนผังโครงการทำเหมืองของบริษัท Angkor Wat Cement จำกัด
(Angkor Wat Cement Co., Ltd., 2011)

2.1.2 ธรณีวิทยาแหล่งแร่

จากการเจาะอุโมงค์สำรวจ จำนวน 3 อุโมงค์ (อุโมงค์ A B และ C) โดยให้ตำแหน่งของอุโมงค์ทั้งสามอยู่ในขอบเขตของมวลหินเดไซต์เนื้อดอกที่มีการเปลี่ยนสภาพ (Altered dacite porphyry) แร่เฟล็กซิโอเคลสในเนื้อหินไปเป็นแร่ดินและแนวการเปลี่ยนสภาพเพิ่มมากขึ้นไปทางทิศใต้ โดยเนื้อหินเดไซต์ในพื้นที่ด้านตะวันออกเฉียงเหนือที่โผล่ปรากฏตามแนวรอยเลื่อนซึ่งวางตัวในทิศทาง 300° มีลักษณะของการถูกรบกวนจากแรงเฉือนที่เกิดขึ้นในทิศทางเดียวกับแนวรอยเลื่อนดังกล่าวและเป็นทิศทางการวางตัวของแนวสายแร่ด้วย ในขณะที่ด้านตะวันตกเฉียงใต้พบเนื้อหินแสดงลักษณะของการแตกหักเป็นชิ้นเหลี่ยม (Brecciation) อย่างรุนแรง และยังพบเห็นโครงสร้าง

คลายตัวของเนื้อหิน (Extensional structure) เช่น รอยเลื่อนที่มีผิวโค้งเว้าด้านบน (Listric fault) เป็นต้น โดยการแตกหักเป็นชั้นเหลี่ยมเกิดขึ้นในระหว่างที่ชั้นหินเกิดการเลื่อนตัวแนวระนาบในทิศทางตามเข็มนาฬิกา (Dextral strike-slip fault) หรือการเลื่อนตัวแนวระนาบที่มีการเอียงเทของพื้นผิวรอยเลื่อนเล็กน้อย (Slightly oblique-slip fault) ซึ่งทำให้เกิดช่องว่างและเกิดสายแร่รองในทิศ 320° ตามมา

การเคลื่อนตัวตามเข็มนาฬิกาในทิศเกือบจะตะวันออก-ตะวันตกของชั้นหินฐานทำให้โครงสร้างของหินในแนว 300° และ 320° ขยายตัวเกิดเป็นช่องเปิดให้น้ำแร่จากที่ลึกสามารถไหลขึ้นมาเติมในช่องว่างตามแนวดังกล่าว ซึ่งการเติมน้ำแร่เกิดขึ้นซ้ำ ๆ หลายครั้งจากรูปลักษณะที่พอกทับเป็นชั้น ๆ ของสายแร่ควอตซ์ (Crustiform quartz vein) ที่เกิดร่วมกับแร่ซิลไฟด์ปฐมภูมิที่ปราศจากทองคำ

การเคลื่อนตัวตามเข็มนาฬิกานี้ยังคงเกิดขึ้นอีกแบบค่อยเป็นค่อยไปส่งผลให้สายแร่ควอตซ์และแร่ซิลไฟด์ปฐมภูมิที่ปราศจากทองคำที่สะสมตัวก่อนหน้านี้เกิดการแตกหักเป็นชั้นเหลี่ยมสร้างช่องว่างขนาดเล็กขึ้นมาใหม่ให้น้ำแร่ซิลไฟด์สามารถแทรกซึมเข้าไปแล้วเย็นตัวลงอย่างรวดเร็วตกผลึกเป็นซิลไฟด์ขนาดเล็กละเอียดร่วมกับทองคำสะสมตัวอยู่ภายใน (Au-encapsulated microsilfide) ซึ่งลักษณะการเคลื่อนตัวตามเข็มนาฬิกาอย่างต่อเนื่องนี้ยังคงทำให้บางส่วนของสายแร่ควอตซ์ซิลไฟด์อุ้มทองคำเกิดการเลื่อนตัวแบบย้อนมุมต่ำไปปิดทับบนสายแร่ส่วนที่เหลือด้วย ทั้งนี้ปรากฏหลักฐานบ่งชี้จากลักษณะการแตกหักเป็นชั้นเหลี่ยมภายในสายแร่ การโค้งงอ การฉีกเลื่อน และการคดโค้งแบบตลบกลับ (Overturned fold) ของสายแร่ควอตซ์ (รูปที่ 2.4 – 2.5)

การเลื่อนตัวแบบย้อนมุมต่ำของสายแร่ที่เกิดขึ้นหลายสาย ทำให้เกิดลักษณะโครงสร้างแบบสายไส้กรอก (Boudinage structure) ขึ้นตามแนวยาวของสายแร่ โดยมีส่วนที่พองโป่งความหนาหลายเมตรสลับกับส่วนขอดตีบที่มีความหนาเพียงไม่กี่เซนติเมตร

การแปรเปลี่ยนแบบอาร์จิลลิก (Argillic alteration) บริเวณพื้นผิวเป็นผลจากปฏิกิริยาออกซิเดชันของแร่ซิลไฟด์กับน้ำผิวดิน ทำให้เกิดสารละลายกรดซัลเฟตย่อยสลายหินที่โผล่พื้นผิวดิน ซึ่งภายหลังหินดังกล่าวจะยุบตัวลงสะสมตัวเป็นสายแร่ และเกิดกระบวนการแปรเปลี่ยนแบบคาร์โอลิไนต์ (Kaolinization) ตามแนวสายแร่และผนังของหินทองที่ ซึ่งอัตราการแปรเปลี่ยนแบบคาร์โอลิไนต์จะลดลงตามความลึกจากผิวดิน ทั้งยังพบหินแปลกปลอม (Xenoliths) จำพวกหินฮอร์นเฟลเนื้อซิลิกา สีเทาเข้ม ที่อุโมงค์ C ในแนวสัมผัสแบบเฉียบพลัน (Sharp contact) โดยไม่พบการแตกตัวเป็นเหลี่ยมตามแนวสัมผัส แสดงให้เห็นว่าไม่เกิดการเคลื่อนตัวของแนวดังกล่าว (รูปที่ 2.6) หินฮอร์นเฟลที่พบนี้สันนิษฐานว่าเกิดจากหินเดิมที่ตกลงไปในหินหนืดที่เป็นจำพวกหินเดไซด์ (Dacite) ในช่วงของการแทรกดันขึ้นมาสู่พื้นผิวโลก



รูปที่ 2.4 สายแร่ควอตซ์ซิลไฟด์อุ้มทอง (สีดำ) มีการคดโค้งและการฉีกเลื่อนตัวในลักษณะย้อนมุมต่ำเกิดขึ้นภายในเนื้อหินเดไซด์ (สีขาว) พบเห็นได้ในอุโมงค์ B (Angkor Wat Cement Co., Ltd., 2011)



รูปที่ 2.5 สายแร่ควอตซ์ซิลไฟด์อุ้มทองคำแสดงลักษณะการคดโค้งแบบประทุนคว่ำและการเลื่อนหลุดจากกันในพื้นที่บริเวณแนวระนาบรอยย้อนมุมต่ำขนาดเล็กที่พบเห็นได้ในอุโมงค์ C (Angkor Wat Cement Co., Ltd., 2011)



รูปที่ 2.6 แนวสัมผัสแบบเฉียบพลันระหว่างหินเตโชต์ (สีขาว) กับหินแปรกลบปลอมชนิดฮอร์นเฟลเนื้อซิลิกา (Siliciclastic) ที่พบเห็นได้ในอุโมงค์ C (Angkor Wat Cement Co., Ltd., 2011)

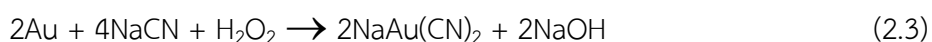
2.2 ทฤษฎีที่เกี่ยวข้อง

2.2.1 การสกัดทองคำด้วยสารละลาย (Cyanidation)

การละลายทองคำในสารละลายไซยาไนด์เป็นกระบวนการของพื้นผิวหน้าสัมผัสของโลหะสองพื้นผิวที่อยู่ติดกัน เกิดการกัดกร่อนทางไฟฟ้าเคมีที่เกิดขึ้นเอง (Adamson, 1972) ตามสมการที่ 2.1 (Elsner's equation) ซึ่งมีค่าคงที่สมดุลของสมการที่ 10^{66} (Barsky et al., 1935)



Milligan and Muhthadi (1988) กล่าวว่าทองคำส่วนใหญ่จะละลายภายใต้สมการที่ 2.2 และ 2.3 (Bodlaender's equation) ซึ่งสมการที่ 2.3 จะเกิดขึ้นน้อยมากเนื่องจาก H_2O_2 จะถูกเร่งให้สลายตัวตามสมการที่ 2.4 (Habashi, 1966) มีการประเมินว่า H_2O_2 ประมาณ 70% ของทฤษฎีจะเกิดขึ้นและส่งผลให้สมการที่ 2.2 และ 2.3 เป็นจริง ในขณะที่โลหะทองคำกำลังละลายในสารละลายไซยาไนด์เจือจาง (Hedley and Tabachnick, 1968)



Finkelstein (1972) พบว่าเมื่อเติม H_2O_2 เพียงเล็กน้อยจะทำให้การละลายทองคำในสารละลายไซยาไนด์เพิ่มขึ้นเล็กน้อยด้วยตามสมการที่ 2.3 แต่ถ้าเติมมากเกินไป ผิวของโลหะทองคำจะถูกปกคลุมและถูกทำให้เฉื่อย (Passivate) ต่อปฏิกิริยาการสกัดด้วยสารละลาย (Cyanidation)

2.2.2 การควบคุมอัตราการเกิดปฏิกิริยา (Rate Control)

อัตราการละลายของทองคำในกระบวนการสกัดทองคำด้วยสารละลาย (Cyanidation) ขึ้นอยู่กับปริมาณไซยาไนด์และระดับการละลายของออกซิเจน (Finkelstein, 1972) เป็นการกีดกันของผิวโลหะที่สัมผัสกับบริเวณรับและส่งประจุไฟฟ้า (Anodic/Cathodic Area) (รูปที่ 2.7)

Habashi (1966) เสนอสมการที่ 2.5 และ 2.6 ที่อธิบายอัตราการละลายภายใต้ความเข้มข้นของไซยาไนด์และออกซิเจนบนสมมติฐานของ Nernst (สมการที่ 2.7) ดังนี้



$$\text{Rate} = \frac{D_{\text{CN}^-} \delta \left(\frac{D_{\text{CN}^-} [\text{CN}^-] + 4D_{\text{O}_2} [\text{O}_2]}{2} \right)}{\delta^2} \quad (2.7)$$

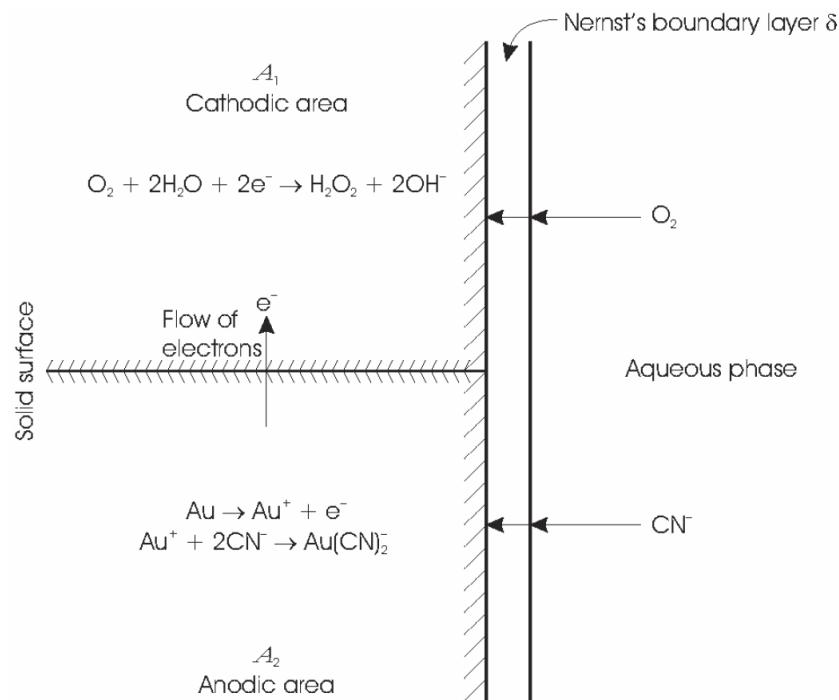
D_{CN^-} และ D_{O_2} คือ สัมประสิทธิ์การแพร่กระจายของไซยาไนด์และออกซิเจน ตามลำดับ (cm^2/s)

$[\text{CN}^-] / [\text{O}_2]$ คือ ความเข้มข้นของสารไซยาไนด์ต่อออกซิเจน (moles/ml)

δ คือ ความหนาของชั้นปฏิกิริยา (Boundary layer) ขึ้นอยู่กับอัตราการกวน ($2 - 9 \times 10^{-3} \text{ cm}$)

A คือ พื้นที่ผิวของโลหะที่เกี่ยวข้อง (cm^2)

ไซยาไนด์ในสารละลายสามารถปรับค่าความเข้มข้นได้จนกว่าการแพร่กระจายของออกซิเจนจะเป็นตัวกำหนดอัตราการสกัดด้วยสารละลาย (Cyanidation) ปริมาณความเข้มข้นของไซยาไนด์ในสารละลายที่ให้อัตราการสกัดสูงสุดจะอยู่ในช่วง 0.02 – 0.25% KCN และดีที่สุดที่ 0.05% NaCN (Barsky et al., 1935) และสัดส่วนความเข้มข้นของ $[\text{CN}^-] / [\text{O}_2]$ อยู่ที่ 8 (Kudryk and Kellogg, 1954) ถ้าสัดส่วนดังกล่าวมากกว่า 10 อัตราการสกัดด้วยสารละลาย (Cyanidation) จะขึ้นอยู่กับความเข้มข้นของออกซิเจนเป็นหลัก อย่างไรก็ตาม Cathro (1963) สรุปว่าออกซิเจนที่ความเข้มข้นสูงมาก ๆ และในอัตราการกวนที่สูง จะทำให้การแพร่กระจายของออกซิเจนไม่มีผลต่ออัตราการสกัดทองคำด้วยสารละลาย (Cyanidation) เนื่องจากการอัตราละลายจะถูกควบคุมโดยปฏิกิริยาขั้วบวก (Anode Reaction) เนื่องจากผิวของโลหะทองคำถูกทำให้เฉื่อย ความเฉื่อยของผิวโลหะยังขึ้นอยู่กับไอออนที่เป็นมลทินในสารละลายด้วย บางครั้งไอออนของธาตุบางชนิดอาจเร่งอัตราการละลายของทองคำได้ด้วย เช่น Thallium นอกจากนี้ความเข้มข้นของส่วนผสมระหว่างสารละลายไซยาไนด์กับแร่ยังมีผลต่อการละลายของทองคำด้วย โดยการละลายจะเพิ่มขึ้นอย่างมากเมื่อความเข้มข้นของส่วนผสมลดลงจาก 50%Solid เหลือ 40%Solid และจะไม่มีผลเมื่อความเข้มข้นต่ำกว่า 10%Solid (Quast and Newell, 1987)



รูปที่ 2.7 การกัดกร่อนของผิวโลหะที่สัมผัสกับบริเวณรับและส่งประจุไฟฟ้า (Anodic/Cathodic Area)
(Habashi, 1966)

อุณหภูมิก็มีผลต่อการสกัดด้วยสารละลาย (Cyanidation) ทั้งนี้ ขึ้นอยู่กับพลังงานที่จำเป็นต่อการกระตุ้นปฏิกิริยาและการลดลงของออกซิเจนเมื่ออุณหภูมิเพิ่มสูงขึ้น Julian and Smart (1921) ระบุว่า ถ้าสภาวะการกวนส่วนผสมและการให้อากาศที่เพียงพอ อุณหภูมิที่เหมาะสมในการสกัดด้วยสารละลาย (Cyanidation) จะอยู่ที่ 85 °C โดยทั่วไปสภาวะการสกัดด้วยสารละลาย (Cyanidation) ที่อุณหภูมิ 0-35 °C ค่าพลังงานที่ใช้ในการเกิดปฏิกิริยาจะอยู่ระหว่าง 2-5 kcal/mole Milligan and Muhtadi (1988) และอาจสูงถึง 14 kcal/mole ถ้าใช้ความเร็วในการกวนสารละลายสูง

เนื่องจากการสลายตัวของไซยาไนด์ในสารละลายที่เป็นด่างโดยกระบวนการแตกตัวในน้ำ (Hydrolysis) ตามสมการที่ 2.8 หรือจากคาร์บอนไดออกไซด์ตามสมการที่ 2.9 ซึ่งจำเป็นจะต้องใช้ปูนขาวเพื่อป้องกันการเกิดปฏิกิริยาดังกล่าว อย่างไรก็ตาม Barsky et al. (1935) กลับแสดงให้เห็นว่าอัตราการสลายตัวสูงสุดจะอยู่ที่ pH 10.3 และลดลงอย่างรวดเร็วเมื่อ pH เพิ่มขึ้น ทั้งนี้ Hedley and Tabachnick (1968) สรุปว่าเป็นเพราะอัตราการละลายของออกซิเจนลดลงหรือไม่ก็เป็นผลจากแคลเซียมไฮดรอกไซด์ที่เพิ่มขึ้น (Ca²⁺) โดยมีการศึกษาพบฟิล์มบางสีขาวปิดคลุมผิวทองคำไว้ และการลดลงอย่างมากของศักย์ไฟฟ้าประจุลบของทองคำ (Kudryk and Kellogg, 1954)



2.2.3 ผลของมลทินที่ปะปนอยู่ในส่วนผสมในการสกัดแร่ด้วยสารละลาย (Cyanidation)

Akhtar (1982) แบ่งผลของมลทินออกเป็น 2 กลุ่มหลักดังนี้

กลไกที่ 1: กลไกที่เกี่ยวกับปริมาณการใช้ CN^- หรือ O_2

1.1) ไอออนของโลหะทรานซิชันที่สร้างสารประกอบเชิงซ้อนกับไซยาไนด์

1.2) แร่ Pyrite และแร่ Pyrrhotite ที่ Ferrous Ion (Fe^{2+}) ถูกออกซิไดซ์ไปเป็น Ferric Ion (Fe^{3+})

ก่อให้เกิดการใช้ออกซิเจน

1.3) การเกิดไซยาเนต (Cyanate)

1.4) ปฏิกิริยาต่าง ๆ ที่เกิดกับแร่ Realgar (AsS) Stibnite (Sb_2S_3) และ Orpiment (As_2S_3)

1.5) สาร Thiosulphate และ Polythionates ที่เกิดขึ้นจากการสลายตัวของธาตุ S ในแร่ซัลไฟด์ทำปฏิกิริยาซ้ำ ๆ กับไซยาไนด์และออกซิเจนที่ละลายอยู่ในสารละลายตามสมการที่ 2.10



1.6) สารประกอบ Thiocyanate ที่เกิดจากปฏิกิริยาระหว่างซัลไฟด์ไอออน ธาตุ S และสารประกอบออกซิซัลเฟอร์ ไม่ว่าจะเป็นตัวเร่งหรือตัวหน่วงปฏิกิริยาการละลายทองคำในสารละลาย (Cyanidation) อย่างไรก็ตาม Thiocyanate จะละลายทองคำได้เองถ้าปรากฏมีสาร Oxidizing Agent ร่วมอยู่ในสารละลาย โดยไม่ต้องใช้ไซยาไนด์ (Finkelstein, 1972)

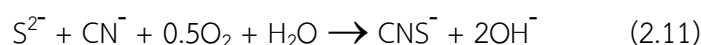
กลไกที่ 2: กลไกการดูดซึมที่ผิวของโลหะในสารละลาย

กลไกนี้มีความสำคัญยิ่งกว่ากลไกแรก เนื่องจากเป็นผลจากมลทินที่มีอยู่ในสารละลายต่อการดูดซึมสารละลายที่ผิวของโลหะ ยกตัวอย่างเช่น

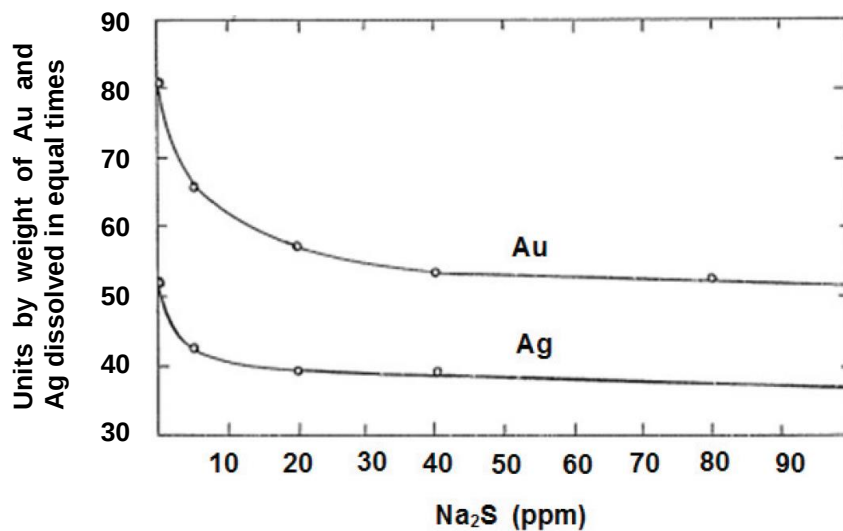
2.1) เกิดฟิล์มบาง ๆ ของทอง Xanthates ยับยั้งอัตราการละลายทั้งการป้องกันไม่ให้สารละลายเข้าถึงผิวของโลหะทองคำ และการทำให้ผิวของโลหะทองคำเฉื่อยต่อปฏิกิริยา (Habashi, 1970) ปรากฏการณ์ดังกล่าวมักเกิดขึ้นในกระบวนการสกัดทองคำด้วยสารละลาย (Cyanidation) ที่ไม่ผ่านการย่างแร่ก่อน (Roasting) (Finkelstein, 1972) ทั้งยังสรุปว่า สารกระตุ้นผิว เช่น Ketone Ether หรือ Alcohol ปริมาณน้อยสามารถเร่งอัตราการละลายของทองคำได้

2.2) การลดลงของอัตราการละลายของทองคำที่เกิดจากสารประกอบเชิงซ้อนของโลหะทรานซิชันและไซยาไนด์ ถูกดูดซับบนผิวของโลหะทองคำและเงิน (Finkelstein, 1972)

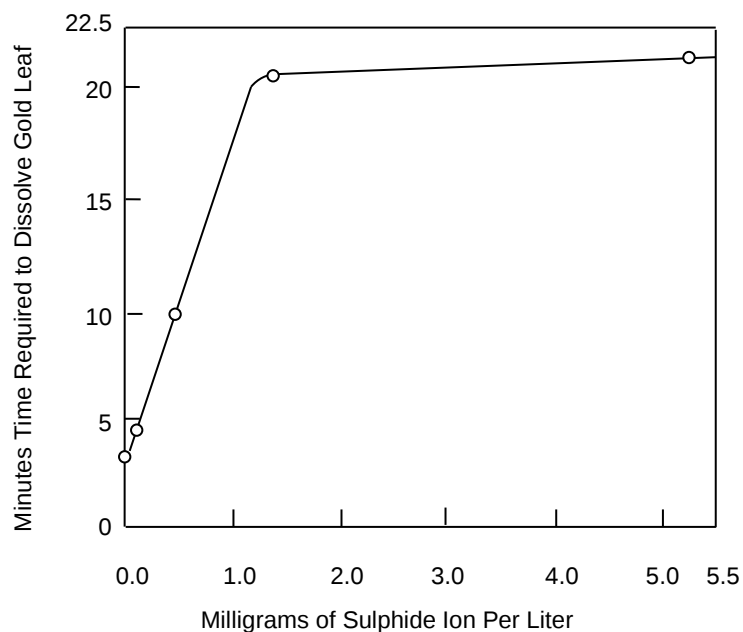
2.3) ไอออนของธาตุ S (S^{2-}) แม้เพียงปริมาณเล็กน้อย ก็สามารถลดอัตราการละลายของทองคำได้ (Finkelstein, 1972) (รูปที่ 2.8) โดยที่ปริมาณของซัลเฟอร์บางส่วนในแร่ที่ประกอบด้วยธาตุ As หรือ Sb จะสามารถละลายในสารละลายที่เป็นด่างและให้ S^{2-} ที่ทำปฏิกิริยากับไซยาไนด์เกิดเป็นสารประกอบ Thiocyanate หรืออาจทำปฏิกิริยากับออกซิเจนที่ละลายอยู่เกิดเป็นสารประกอบ Sulphite หรือ Sulphates ก็ได้ตามปฏิกิริยาที่ 2.11 (Kudryk and Kellogg, 1954)



Fink and Putnam (1950) กล่าวว่าซัลไฟด์ไอออนปริมาณต่ำกว่า 0.5 มิลลิกรัมต่อลิตร ก็สามารถหยุดการละลายของทองคำได้ รูปที่ 2.8 และ 2.9 แสดงผลของ Sulphide Ion ต่อปริมาณและเวลาในการสกัดทองคำด้วยสารละลาย ซึ่งเชื่อว่าน่าจะมาจากการเกิดฟิล์มบางเคลือบผิวทองคำป้องกันไม่ให้เกิดการละลายของทองคำมากกว่าผลของไซยาไนด์หรือออกซิเจน (Habashi, 1970)



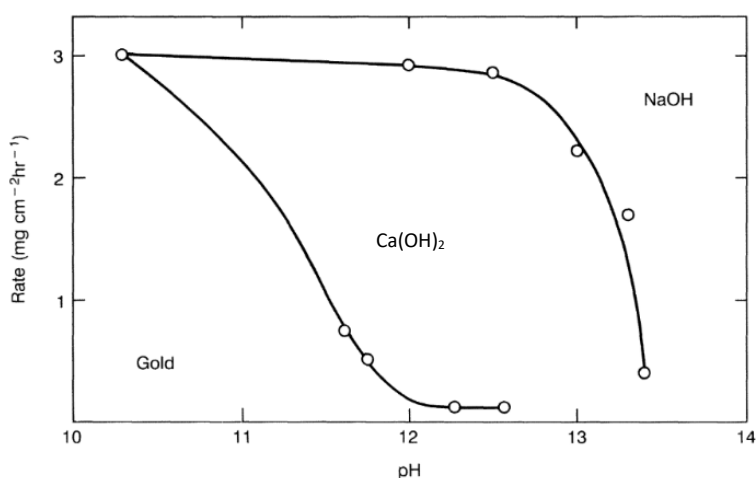
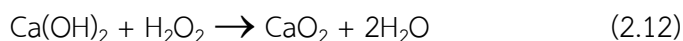
รูปที่ 2.8 ผลของ Na₂S ในสารละลาย 0.25% KCN ต่ออัตราการละลายของทองคำและเงิน (Julian and Smart, 1921)



รูปที่ 2.9 ผลของ Sulphide Ion ต่อเวลาในการสกัดทองคำด้วยสารละลาย NaCN 1 กรัมต่อลิตร (Fink and Putnam, 1950)

2.4) ที่ค่า pH สูง อัตราการละลายของทองคำจะลดลงเนื่องจาก Ca^{2+} โดยการละลายลดลงอย่างต่อเนื่อง และเกือบเป็นศูนย์ที่ pH 12 (Barsky, Swainson and Hedley, 1935) (รูปที่ 2.10)

2.5) สาร Oxidizing Agent เช่น Ozone Peroxide ให้ผลเช่นเดียวกันกับ Ca^{2+} ตามปฏิกิริยาที่ 2.12 โดยทำให้เกิดฟิล์มเคลือบผิวทองคำ ในขณะที่ CaO_2 จะสะสมตัวอยู่ในสารละลาย (Habashi, 1970) Ozone ปริมาณเล็กน้อยสามารถเร่งปฏิกิริยาการละลายของทองคำได้ แต่ถ้าปริมาณมากเกินไปจะทำให้ผิวทองคำ เปลี่ยนเป็นออกไซด์ของทองคำ มีสีออกแดงและเหนียวต่อการละลายในสารละลาย (Finkelstein, 1972)



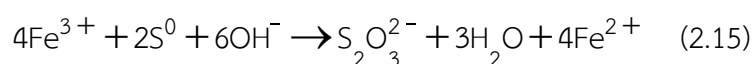
รูปที่ 2.10 แสดงอัตราการละลายทองคำด้วย 0.1% NaCN ที่ค่าความเป็นด่างต่าง ๆ ในสารละลายต่างชนิดกัน (บน) NaOH (ล่าง) Ca(OH)_2 (Barsky et al., 1935)

2.2.3.1 กลุ่มแร่ Iron Sulphide และ Arsenic Sulphide

สารละลายไซยาไนด์จะทำปฏิกิริยาอย่างสมบูรณ์กับเกลือของเหล็กที่ละลายอยู่ เกิดเป็นสาร Complex Cyanogens หลายชนิดเหลืออยู่ในสารละลายหรือกากแร่ได้ แต่จะไม่ทำปฏิกิริยากับโลหะเหล็กหรือเหล็กออกไซด์ จึงไม่ค่อยมีผลต่ออุปกรณ์หรือเครื่องมือที่เป็นเหล็กที่ใช้ในกระบวนการสกัดทองคำด้วยสารละลาย (Cyanidation) แร่เหล็กคาร์บอเนตบางชนิด เช่น Ankerite $[\text{Ca(Fe,Mg,Mn)(CO}_3)_2]$ สลายตัวในสารละลายไซยาไนด์ที่เป็นด่างอย่างอ่อนเกิดเป็น Ferrocyanide $(\text{Ca}_2\text{Fe(CN)}_6)$ (Hedley and Tabachnick, 1968)

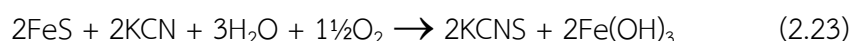
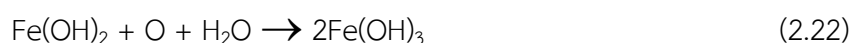
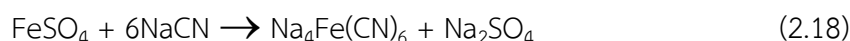
แร่ Pyrite (FeS_2) Marcasite (FeS_2) และ Pyrrhotite ($\text{Fe}_5\text{S}_6 - \text{Fe}_{16}\text{S}_{17}$) ที่พบได้ทั่วไปในแหล่งแร่ทองคำ ซัลไฟด์จะสลายตัวในสารละลายไซยาไนด์ที่เป็นด่างและมีการเติมอากาศ ซึ่งจะได้สารประกอบ Ferric hydroxide และ Sulphate Ion หรือ Calcium Sulphate (Finkelstein, 1972) ทั้งนี้ ยังอาจพบธาตุ S Thiosulphate Polythionate Thiocyanate และ Ferro/Ferric Cyanide $[\text{Fe(CN)}_6^{4-} / \text{Fe(CN)}_6^{3-}]$ ผสมกันในสารละลายได้ด้วย

กลไกที่แร่ซัลไฟด์สลายตัว (Oxidize) เกิดขึ้นตามสมการที่ 2.13 – 2.15 กลไกเหล่านี้ป้องกันการเกิดสารละลายซัลไฟด์ การสลายตัวของแร่ซัลไฟด์ในสารละลายไซยาไนด์มากหรือน้อยขึ้นอยู่กับชนิดของแร่ซัลไฟด์ ขนาดและสภาพของสารละลายไซยาไนด์ ซึ่งแร่ Pyrite จะเสถียรมากที่สุดในขณะที่ Pyrrhotite จะเสถียรน้อยที่สุด อย่างไรก็ตาม การสลายตัวของแร่ซัลไฟด์จะลดลงถ้าส่วนผสมแร่และสารละลายที่มีความเป็นด่างได้รับการเติมอากาศ เต็มที่ก่อนเติมไซยาไนด์ (Finkelstein, 1972)



2.2.3.2 แร่ Pyrrhotite

ในแหล่งแร่มีค่า บ่อยครั้งจะพบ Pyrrhotite เกิดร่วมกับแร่ซัลไฟด์ชนิดอื่น เช่น แร่ Arsenopyrite Charcosite เป็นต้น สันนิษฐานว่า Pyrrhotite เป็นแร่หลักที่ก่อปัญหาต่าง ๆ ที่เกิดขึ้นกับการสกัดทองคำด้วยสารละลายไซยาไนด์ (Cyanidation) ในแร่กลุ่มซัลไฟด์ นอกจากจะทำให้สูญเสียปริมาณไซยาไนด์แล้ว ยังทำให้สารละลายสูญเสียออกซิเจนที่ละลายอยู่ด้วย ทำให้ประสิทธิภาพของสารละลายไซยาไนด์ลดลง เนื่องจากปฏิกิริยาที่เกิดจาก S เพียงหนึ่งอะตอมที่ไม่เสถียรในแร่ Pyrrhotite ทำปฏิกิริยาสมบูรณ์กับไซยาไนด์ได้เป็น Thiocyanate ตามสมการที่ 2.16 – 2.18 (French and Jones, 1933) นอกจากนี้ Pyrrhotite Marcasite และ Pyrite ยังสามารถแตกตัวเกิดเป็นสารประกอบ H_2SO_4 FeS Basic Ion Sulphate Ferrous Carbonate และ Hydrates Gardiner (French and Jones, 1933) พบว่าไอออนซัลเฟตในสารละลายไซยาไนด์ที่ไม่เป็นด่างจะไม่ทำลายออกซิเจนจึงไม่ลดประสิทธิภาพของสารละลายไซยาไนด์ตามสมการที่ 2.19 – 2.20 สำหรับสารละลายไซยาไนด์ที่เป็นด่างจะเกิด $\text{Fe}(\text{OH})_2$ ซึ่งจะใช้ออกซิเจนในปฏิกิริยาทำให้ขาดออกซิเจนในสารละลายมีผลให้ประสิทธิภาพของสารละลายไซยาไนด์ลดลงตามสมการที่ 2.21 – 2.23



French and Jones (1933) สรุปว่าต้องใช้ปูนขาวเพื่อลดการใช้สารไซยาไนด์ในสารละลายของแร่ Pyrrhotite แต่จะทำให้การเก็บหัวแร่ได้ลดลงด้วย วิธีที่ดีที่สุดคือ ให้คงความเป็นด่างในสารละลายไว้ต่ำ ปล่อยให้เกิด Thiocyanate HCN และ Ferrocyanide ซึ่งจะให้ผลการสกัดทองคำที่ดีกว่าปล่อยให้มัลไฟด์ละลายอยู่ในสารละลายไซยาไนด์ การใช้ปูนขาวมากเกินไปกลับทำให้เกิด Calcium Polysulphide แล้วสร้างปัญหาต่อการสกัดแร่ต่อไป Lemmon and Gardiner (French and Jones, 1933) พบว่าการเติม PbO (Litharge) ในขณะบดแร่ให้ละเอียดอาจทำให้ได้ปฏิกิริยาตามสมการที่ 2.24 - 2.25 ซึ่งที่ค่าความเป็นด่างที่เหมาะสมจะไม่เกิด Ferrocyanide ตามสมการที่ 2.26 - 2.27 ซึ่ง $\text{Fe}_2(\text{OH})_6$ จะไม่ทำปฏิกิริยากับไซยาไนด์แต่จะแขวนลอยกระจายอยู่ในสารละลายที่เป็นต่างแทน

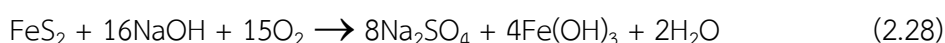


2.2.3.3 แร่ Pyrite และ Marcasite

แร่ทั้งสองชนิดนี้ไม่ทำปฏิกิริยารุนแรงเท่า Pyrrhotite ในสารละลายไซยาไนด์ Hedley and Tabachnick (1968) ตรวจพบ FeS ปริมาณน้อยมากเมื่อกวแร่ Pyrite กับน้ำเปล่าแต่กลับพบ Sulphate Ion ในปริมาณมาก แสดงว่า Ferrous Sulphate เกิดแตกตัวในน้ำเปลี่ยนเป็น H_2SO_4 และ Ferrous Hydroxide เคลือบกลับไปบนผิวของแร่ Pyrite เท่ากับเป็นการป้องกันการสลายตัวของแร่

ปฏิกิริยาของปูนขาวกับอากาศในขณะกวของผสมสารละลายไซยาไนด์กับแร่ Pyrite ทำให้เกิดซัลไฟด์ที่ละลายน้ำได้ Thiosulphide และซัลเฟอร์แขวนลอยเช่นเดียวกับ Pyrrhotite ถ้าให้อากาศแก่ส่วนผสม Pyrite กับสารละลายไซยาไนด์ต่อไป จะทำให้ pH ลดลงอย่างรวดเร็วในขณะเริ่มต้น และค่อย ๆ ลดลงอย่างช้า ๆ ในเวลาต่อมา เป็นที่ชัดเจนว่าต่าง Calcium Hydroxide มีความจำเป็นต่อการเกิด Soluble Sulphide (Ralston, 1930)

สมการที่ 2.28 อธิบายการเกิด Oxidation ของแร่ Pyrite ซึ่งตะกอน $\text{Fe}(\text{OH})_3$ จะค่อย ๆ เคลือบผิวแร่ป้องกันการเกิด Oxidation ของผิวแร่ Pyrite ต่อไป (Stenhouse and Armstrong, 1952) ทั้งนี้อาจเป็นไปได้ว่าการละลายได้น้อยของแร่ Pyrite เป็นเพราะความเฉื่อยของปฏิกิริยาระหว่างเหล็กกับไซยาไนด์ในแร่หรือเป็นเพราะการตกตะกอนดังกล่าว (Quast and Newell, 1987)



2.2.3.4 แร่ที่มี Arsenic เป็นองค์ประกอบ (Arsenic-Containing Minerals)

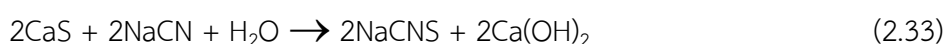
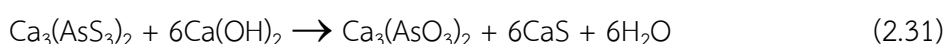
Arsenopyrite ($\text{FeS}_2 \cdot \text{FeAs}_2$) Realgar (As_2S_2) และ Orpiment (As_2S_3) มักเกิดร่วมกับสินแร่ทองคำบางแหล่ง และมักจะเป็นปัญหาต่อกระบวนการสกัดด้วยสารละลาย (Cyanidation)

สารละลายไซยาไนด์จะทำปฏิกิริยากับแร่ Arsenopyrite ซ้ำมาก และมีผลน้อยมากต่อการละลายทองคำ (Finkelstein, 1972) Espiell et al. (1986) ศึกษาการสกัดทองคำแบบสกัดตรงโดยไม่ผ่านการเตรียมความพร้อมของแร่ก่อนในแร่ Arsenopyrite สามารถเก็บทองคำได้ถึง 92% จากทองคำที่มีอยู่ในแร่ทั้งหมด (Gold Recovery) ส่วนแร่ Realgar และ Orpiment จะเกิด Arsenites และ Thioarsenites ซึ่งเป็นสารประกอบที่จะลดปริมาณไซยาไนด์และออกซิเจนในสารละลายไซยาไนด์ (Hedley and Tabachnick, 1968)

ปฏิกิริยาลำดับต้น ๆ เมื่อ Realgar สลายตัวคือสมการที่ 2.29 (Finkelstein, 1972)

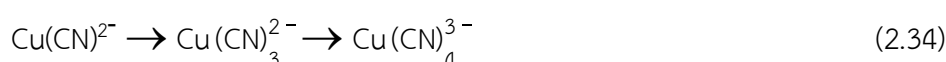


เกิดแร่ Orpiment ในระหว่างปฏิกิริยา ซึ่งจะทำปฏิกิริยาต่อไปตามสมการที่ 2.30 – 2.33 (Hedley and Tabachnick, 1968)



2.2.3.5 ไอออนของโลหะทองแดง (Copper Ion)

ไอออนของโลหะทองแดงจะทำปฏิกิริยาเกิดเป็นสารประกอบเชิงซ้อนที่มีความเสถียรสูงมากละลายอยู่ในสารละลายไซยาไนด์ ถ้าความเข้มข้นของไซยาไนด์ต่อโลหะทองแดงสูงขึ้น สารเชิงซ้อนจะเปลี่ยนแปลงตามสมการที่ 2.34

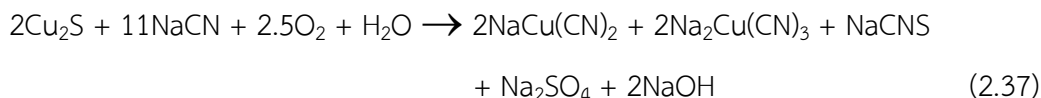
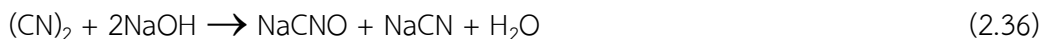
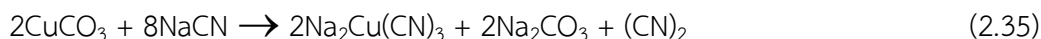


ในสถานะที่เป็นต่าง ไอออนของโลหะทองแดงจะจับตัวกับโมเลกุลอิสระของไซยาไนด์ในสารละลายไซยาไนด์เกิดเป็นสารละลายทองแดงเชิงซ้อนแบบต่าง ๆ และที่เกิดมากคือ $\text{Cu}(\text{CN})_4^{3-}$ ถ้าความเข้มข้นของไซยาไนด์มากเพียงพอ

ตารางที่ 2.1 แสดงค่าการละลายของแร่ทองแดงและโลหะทองแดงในสารละลายไซยาไนด์ ซึ่งจะพบว่าอัตราการละลายของแร่ทองแดงในสารละลายไซยาไนด์ลดลงเมื่ออุณหภูมิของสารละลายลดลง ไอออนของโลหะทองแดงจะทำปฏิกิริยากับไซยาไนด์อิสระในสารละลาย ทำให้ไซยาไนด์ไม่สามารถสกัดทองคำได้ เปอร์เซนต์การเก็บทองคำจึงลดลง เมื่อทองแดงในสารละลายเพิ่มมากขึ้น ผลเสียของแร่ทองแดงมีมากกว่าแร่เหล็กเนื่องจากผลผลิตสุดท้ายของปฏิกิริยาในสารละลายไซยาไนด์จะเกิดเป็นสารละลายเชิงซ้อนของ Cuprocyanide เกิดการใช้ไซยาไนด์และออกซิเจนจากสารละลายไปเป็นปริมาณมาก Hedley and Tabachnick (1968) แสดงปฏิกิริยาต่าง ๆ ไว้ดังสมการที่ 2.35 – 2.37

ตารางที่ 2.1 แสดงค่าความสามารถในการละลายของแร่และโลหะทองแดงในสารละลายไซยาไนด์ 0.099% NaCN ต่อแร่เท่ากับ 10:1 ภายหลังจากการสกัด 24 ชั่วโมง (Hedley and Tabachnick, 1968)

Mineral		Cu dissolved (%)	
		At 23 °C	At 45 °C
Azulite	$2\text{CuCO}_3 \cdot \text{Cu}(\text{OH})_2$	94.5	100.0
Malachite	$\text{CuCO}_3 \cdot \text{Cu}(\text{OH})_2$	90.2	100.0
Cuprite	Cu_2O	85.5	100.0
Chrysocolla	CuSiO_3	11.8	15.7
Chalcocite	Cu_2S	90.2	100.0
Chalcopyrite	CuFeS_2	5.6	8.2
Bornite	$\text{FeS} \cdot 2\text{Cu}_2\text{S} \cdot \text{CuS}$	70.0	100.0
Enargite	$3\text{CuS} \cdot \text{As}_2\text{S}_5$	65.8	75.1
Tetrahedrite	$4\text{Cu}_2\text{S} \cdot \text{Sb}_2\text{S}_3$	21.9	43.7
Metallic Copper	Cu	90.0	100.0



การสกัดทองคำด้วยสารละลายไซยาไนด์ที่มีแร่ทองแดงปะปนอยู่จะทำได้ดี ถ้าอัตราส่วนโมลาร์ของไซยาไนด์ต่อไอออนของทองแดงมีมากกว่า 4:1 (Finkelstein, 1972) ในแหล่งแร่ที่มีค่าโลหะทองแดงสูง ต้องทำการแต่งแร่ให้ได้หัวแร่ก่อนแล้วนำไปถลุงโดยตรงจะมีความเหมาะสมกว่า สำหรับแหล่งแร่ที่มีค่าโลหะทองแดงต่ำกว่า 0.5%Cu จะสกัดด้วยสารละลายไซยาไนด์ร่วมกับการใช้ถ่านกัมมันต์เพื่อดูดเก็บทองคำในระหว่างการสกัดแร่ (Muir et al., 1989)

2.2.3.6 แร่สังกะสี

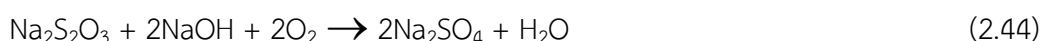
โดยทั่วไปแร่โลหะมีค่ามักไม่เกิดร่วมกับแร่สังกะสี เช่น Sphalerite (ZnS) Marmatite ($x\text{ZnS} \cdot y\text{FeS}$) Smithsonite (ZnCO_3) และ Willemite (Zn_2SiO_4) แร่เหล่านี้ละลายได้ในสารละลายไซยาไนด์ตามตารางที่ 2.2 ซึ่งจะให้ผลผลิตเป็นสารประกอบ Cyanogen ของสังกะสีและเกลือ Zincate (Hedley and Tabachnick, 1968) ตัวอย่างปฏิกิริยาได้แก่สมการที่ 2.38 – 2.50 นอกจาก Thiosulphate แล้ว ผลผลิตระหว่างทางของกระบวนการทางเคมีก่อนปฏิกิริยาสิ้นสุด (Intermediates) จะได้สารประกอบ Sulphite และ Thionate ต่าง ๆ ด้วย ซึ่งสารประกอบเหล่านี้จะแย่งใช้ออกซิเจนที่ละลายอยู่ในสารละลายไซยาไนด์ในขณะที่ทำการสกัดทองคำ จึงต้องทำการออกซิไดซ์สารประกอบเหล่านี้อย่างรวดเร็วเพื่อป้องกันการเกิดสภาวะดังกล่าว

ตารางที่ 2.2 แสดงค่าความสามารถในการละลายของแร่สังกะสีในสารละลายไซยาไนด์ต่อแร่เท่ากับ 5:1 ภายหลังการสกัด 24 ชั่วโมง (Hedley and Tabachnick, 1968)

Mineral	Zn (%)		
	Head	Tailings	Extract
Sphalerite, ZnS	1.36	1.11	18.4
Willemite, Zn_2SiO_4	1.22	1.06	13.1
Hydrozincite, $3\text{ZnCO}_3 \cdot 2\text{H}_2\text{O}^*$	1.36	0.87	35.1
Calamine, $\text{H}_2\text{Zn}_2\text{SiO}_5$	1.19	1.03	13.4
Franklinite, $(\text{Fe}, \text{Mn}, \text{Zn})\text{O} \cdot (\text{Fe}, \text{Mn})_2\text{O}_3$	1.19	0.95	20.2
Zincite, ZnO	1.22	0.79	35.2
Smithsonite, ZnCO_3	1.22	0.73	40.2

*สูตรทั่วไปของ Hydrozincite คือ $2\text{ZnCO}_3 \cdot \text{Zn}(\text{OH})_2$

ตัวอย่างการละลายของแร่สังกะสีซัลไฟด์ (Sphalerite, ZnS)

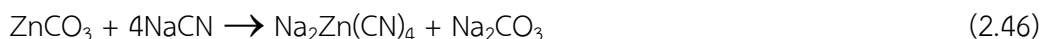


ตัวอย่างการละลายของแร่สังกะสีออกไซด์ต่าง ๆ แสดงในสมการที่ 2.45 – 2.47

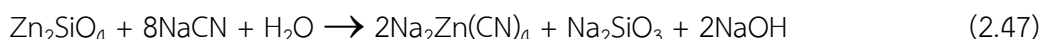
แร่ Zincite (ZnO)



แร่ Smithsonite (ZnCO_3)



แร่ Willemite (Zn_2SiO_4)



ส่วนปฏิกิริยาที่กระทำต่อต่างเป็นไปตามสมการที่ 2.48 – 2.49



กลุ่มแร่สังกะสีออกไซด์จะละลายในสารละลายโซเดียมไซยาไนด์เมื่ออัตราส่วนของปริมาณไซยาไนด์ต่อปริมาณสังกะสี (molar) ไม่น้อยกว่า 4:1 (Kesler and Shergold, 1978) ในสารละลายไซยาไนด์ที่เป็นต่างเข้มข้น Double Salt ของสังกะสีจะสลายตัวตามสมการที่ 2.50

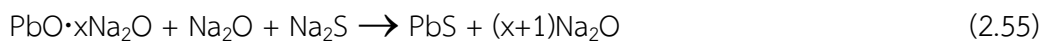
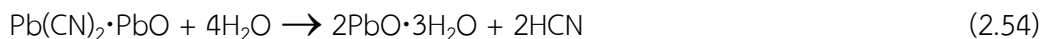
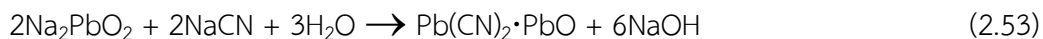
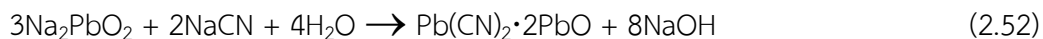
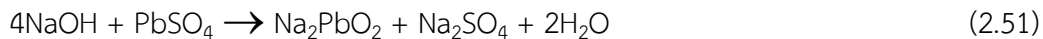


2.2.3.7 แร่ตะกั่ว

แร่ตะกั่วซัลไฟด์ทั้ง Galena และ Anglesite มีผลลักษณะเดียวกันในสารละลายไซยาไนด์ ซึ่งเมื่อสัมผัสสารละลายนาน ๆ KCN จะเปลี่ยนรูปเป็น KCNS หากบางส่วนเกิดออกซิไดซ์เปลี่ยนเป็น Sulphate จะเกิดเป็น HCN ได้ (Julian and Smart, 1921)

เพื่อป้องกันการเกิดเกลือต่างของตะกั่ว (Alkaline Plumbite) ที่จะทำปฏิกิริยากับสารละลายไซยาไนด์จึงต้องควบคุมสารละลายไซยาไนด์ให้มีความเข้มข้นของต่างต่ำตามสมการที่ 2.51 – 2.52 ยิ่งเกิด Alkaline Plumbite น้อย โอกาสเกิด Basic Lead Cyanide และ HCN ตามสมการที่ 2.53 – 2.54 ก็จะน้อยตามไปด้วย (Julian and Smart, 1921)

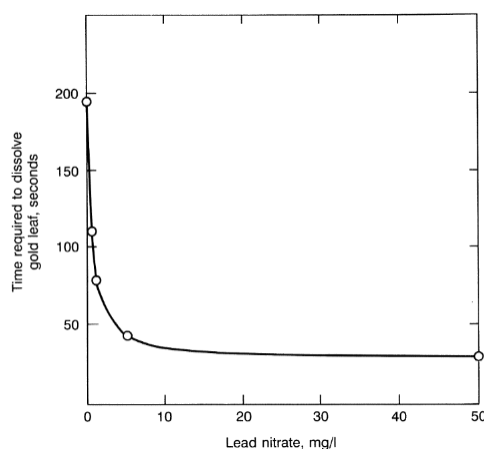
Alkaline Plumbite ยังสามารถทำปฏิกิริยากับไอออนอิสระของซัลเฟอร์ (S^{2-}) เกิดเป็น Galena (PbS) ซึ่งทำปฏิกิริยากับไซยาไนด์และออกซิเจนในสารละลายตามสมการที่ 2.55 – 2.56 (Rose and Newman, 1937) โดยทั่วไปที่ต้องทำการย่างแร่ Pyrite ที่มีทองคำปะปนอยู่ ก่อนทำการสกัดด้วยสารละลาย (Cyanidation) ถ้าบังเอิญมีแร่ตะกั่วปะปนอยู่ในแร่ Pyrite ดังกล่าว ผิวของทองคำจะถูกปิดคลุมด้วยเกลือที่ไม่ละลายของตะกั่ว ในขณะที่ตะกั่วที่ละลายในสารละลายจะขัดขวางการละลายของทองคำ สารละลายไซยาไนด์ที่ปราศจากต่างที่ใช้ป้องกันการสลายตัว (Protective Alkalinity) อาจละลายตะกั่วที่ปกคลุมผิวทองคำอยู่ได้แต่จะทำให้เกิดการสูญเสียไซยาไนด์ (Quast and Newell, 1987)



2.2.3.8 ไอออนของโลหะทั่วไป (Basic Metal Ion)

ไอออนของโลหะที่ละลายอยู่ในสารละลายไซยาไนด์สามารถเป็นยับยั้งหรือเร่งปฏิกิริยาการสลายตัวของทองคำและเงินได้ทั้งสองด้าน ไอออนของโลหะต่าง ๆ ได้แก่ Fe^{2+} Fe^{3+} Ni^{2+} Cu^{2+} Zn^{2+} และ Mn^{2+} เป็นต้น มีผลยับยั้งการละลายดังกล่าว เพราะมันจะจับกับ Cyanide Ion เกิดเป็นสารประกอบไซยาไนด์เชิงซ้อนที่มีความเสถียรสูง พร้อมทั้งใช้ออกซิเจนที่ละลายอยู่ในสารละลาย ในขณะเดียวกัน Haden (1938) พบว่าการใช้สารประกอบตะกั่วในกระบวนการสกัดทองคำด้วยสารละลายสามารถเพิ่มความสามารถในการเก็บแร่ทองคำได้ (Recovery) เนื่องจากสารประกอบตะกั่วทำหน้าที่ควบคุมค่า pH

Fink and Putnam (1950) ศึกษาไอออนของโลหะต่าง ๆ ได้แก่ สังกะสี แคดเมียม ทองแดง ดีบุก แมกนีเซียม เป็นต้น แล้วพบว่า ไอออนของโลหะเพียง 4 ชนิด คือ ตะกั่ว บิสมัท (Bismuth) พรอท และธอลเลียม (Thallium) มีผลช่วยลดระยะเวลาในการที่ทองคำละลายในสารละลายไซเดียมไซยาไนด์ Habashi (1970) สรุปว่าค่าความต่างศักย์ทางไฟฟ้าของโลหะ 4 ชนิดนี้ในสารละลายไซยาไนด์ต่อทองคำ เป็นสาเหตุทำให้ทองคำจะไปแทนที่ไอออนของโลหะเหล่านี้เท่านั้น ในขณะที่เกลือของตะกั่วในสารละลายไซยาไนด์ที่เป็นต่างมาก ๆ แคดเมียมไอออนจะเร่งให้เกิดฟิล์ม $\text{Pb}(\text{CN})_2$ บาง ๆ บนผิวของทองคำ จึงมีผลยับยั้งการละลายของทองคำ (รูปที่ 2.11)



รูปที่ 2.11 ผลของ Lead nitrate ต่ออัตราการละลายทองคำในสารละลาย Na_2CO_3 และ 1 g/l NaCN (Fink and Putnam, 1950)

2.2.3.9 การละลายของทองคำในแร่ Arsenopyrite

Espiell et.al. (1986) ศึกษากระบวนการเตรียมแร่ก่อนการสกัดด้วยสารละลาย (Cyanidation) ต่าง ๆ ได้แก่ Roasting Bacterial Leaching Direct Cyanidation Pressure Oxidation และ Nitric Acid เป็นต้น แล้วพบว่าค่าการเก็บหั่วแร่ได้ (Gold Recovery) จะอยู่ระหว่าง 60 – 90% ของทองคำที่มีอยู่ในสินแร่ โดยศึกษาผลของขนาดของแร่ ความเข้มข้นของไซยาไนด์ อัตราส่วนของแข็งต่อสารละลาย และมลทินต่าง ๆ ในสารละลาย ตัวอย่างแร่จากแหล่งแร่ Arsenopyrite ของภาคตะวันออกเฉียงเหนือ ประเทศโปรตุเกส ทั้งนี้สภาวะที่ดีที่สุดภายหลังการสกัดผ่านไปแล้ว 18 ชั่วโมง จากการสกัดแบบตรงด้วยสารละลาย 2 g/l KCN ที่ขนาดเฉลี่ยของเม็ดแร่ 36 ไมครอน สามารถเก็บหั่วแร่ทองคำได้ถึง 92% จากแร่ทองคำทั้งหมด

Liddell (1988) พบว่า ขนาดของแร่ต่อการสกัดด้วยสารละลาย (Cyanidation) กับหั่วแร่ทองคำ Pyrite ที่สกัดภายหลัง 24 ชั่วโมง สามารถเก็บแร่ได้เพียง 13.5% ของทองคำทั้งหมดในหั่วแร่ที่ขนาดเฉลี่ย 45 ไมครอน แต่จะเก็บหั่วแร่ได้เกินกว่า 85% เพียง 8 นาที ภายหลังการสกัดเมื่อบดแร่จนมีขนาดเฉลี่ย 5.84 ไมครอน

Adorjan (1990) ศึกษาความสัมพันธ์ของการควบคุมค่า pH ของสารละลายในการสกัดแร่ทองคำ Pyrite กับผลเสียของการใช้อากาศที่มากเกินไป โดยพบว่าค่า pH ที่เหมาะสมคือ 10 และเก็บหั่วแร่ทองคำได้ถึง 94% ภายในระยะเวลาประมาณ 7.5 ชั่วโมงที่ 3 g/l KCN และขนาดเฉลี่ยของแร่ 72 ไมครอน

บทที่ 3

เครื่องมืออุปกรณ์ที่เกี่ยวข้องในการทดลอง

ในบทนี้จะกล่าวถึง การจัดเตรียมเครื่องมืออุปกรณ์ในการศึกษาการสกัดทองคำด้วยสารละลายไซยาไนด์ (Cyanidation) ที่ผ่านมาสามารถดำเนินการได้ 2 ลักษณะคือ การใช้ขวดบรรจุส่วนผสมแร่และสารละลายกลิ้งบน ลูกกลิ้ง หรือใช้วิธีการสกัดในบีกเกอร์ (Beaker)

Cathro (1963) และ Barsky (1935) ศึกษาการสกัดทองคำโดยจุ่มแผ่นทองคำบาง ๆ เพียงอย่างเดียวที่ หมุนรอบตัวเองในสารละลายไซยาไนด์ในบีกเกอร์ และตรวจสอบการละลายของทองคำที่สภาวะต่าง ๆ ของ สารละลาย ซึ่งเทคนิคดังกล่าว Kesler and Shergold (1978) และ Espiell (1986) ได้นำมาใช้ในการสกัดทองคำ โดยการกวนสินแร่ทองคำในสารละลาย เพื่อศึกษาพฤติกรรมการละลายของทองคำ ได้แก่ การเก็บหัวแร่ทองคำ ปริมาณการใช้ไซยาไนด์และปูนขาว ค่าความเป็นกรดต่าง อัตราการละลายของทองคำ และผลเสียที่เกิดขึ้นจาก มลทินของแร่ต่าง ๆ ได้แก่ Sulphide Arsenopyrite และไอออนของโลหะต่าง ๆ ด้วย

การจัดเตรียมอุปกรณ์การสกัดด้วยสารละลายจะต้องคำนึงถึงสภาวะแวดล้อมที่มีผลต่อการควบคุม ส่วนผสมในขณะสกัดด้วยสารละลาย ได้แก่ ค่าการละลายของออกซิเจน ปริมาณการใช้ไซยาไนด์ Redox Potential pH และอุณหภูมิ การศึกษาสภาวะดังกล่าวต้องอาศัยเครื่องมือและอุปกรณ์ตรวจวัดในระหว่างทำการ สกัดที่เหมาะสมและควบคุมได้ วิธีการที่ใช้บีกเกอร์จึงเป็นวิธีการที่เหมาะสม ในที่นี้ ถึงสกัดแร่จะอยู่นิ่ง มีใบกวน ส่วนผสมแร่และสารละลาย โดยใช้ขนาดตัวอย่างแร่ 1 กิโลกรัมต่อครั้ง การละลายของออกซิเจน pH อุณหภูมิและ ปริมาณไซยาไนด์จะถูกควบคุมอย่างใกล้ชิดตลอดระยะเวลาการสกัดด้วยสารละลายไซยาไนด์เป็นเวลา 24 ชั่วโมง

3.1 เครื่องมือที่ใช้เตรียมตัวอย่างแร่

การเตรียมตัวอย่างแร่เพื่อเข้าสู่กระบวนการสกัดทองคำด้วยสารละลายไซยาไนด์ (Cyanidation) ประกอบด้วย 3 กระบวนการ ได้แก่ กระบวนการบดหยาบ กระบวนการแต่งแร่โดยอาศัยความถ่วงจำเพาะ (โต๊ะ แยกแร่) และกระบวนการบดละเอียด โดยมีรายละเอียดของเครื่องมือดังนี้

3.1.1 กระบวนการบดหยาบ

3.1.1.1 เครื่องย่อยแร่แบบปากขบ (Jaw Crusher)

เครื่องมือในการย่อยแร่ขนาดหยาบ (Primary Crushing) ที่นิยมใช้ ได้แก่ เครื่องย่อยแร่แบบปากขบ (Jaw Crusher) ซึ่งเป็นเครื่องย่อยขั้นแรก (Primary) ที่รับหินหรือสินแร่จากเหมือง โดยเครื่องย่อยแร่แบบปากขบ (Jaw Crusher) ประเภท Blake Crusher หรือ Toggle-Joint Crusher ได้รับความนิยมสูงในการย่อยสินแร่ สามารถรับ สินแร่ขนาดใหญ่ประมาณ 30 นิ้วและขนาดเล็กประมาณ 6 นิ้ว สำหรับส่วนประกอบของ Blake Crusher แสดงดัง รูปที่ 3.1

ส่วนประกอบที่สำคัญของ Blake Crusher ได้แก่

- Stationary Jaw และ Moving Jaw เป็นเหล็กหล่อ (Cast Iron) และมี Jaw Plate ประกบติดอยู่ข้างหน้า เป็นแผ่นเหล็กทำด้วย Manganese Steel หรือ Chrome Steel โดยทำเป็นลอนลูกฟูกเพื่อช่วยให้ขบหินหรือแร่ดีขึ้น เป็นส่วนที่ทำการกระแทกหินแร่ก้อนใหญ่ให้แตกออกเป็นก้อนเล็ก ๆ

- Jaw Opening คือ ขนาดปากของ Jaw (X x Y) ใช้ในการบอกขนาดของเครื่องว่าใหญ่เพียงใด

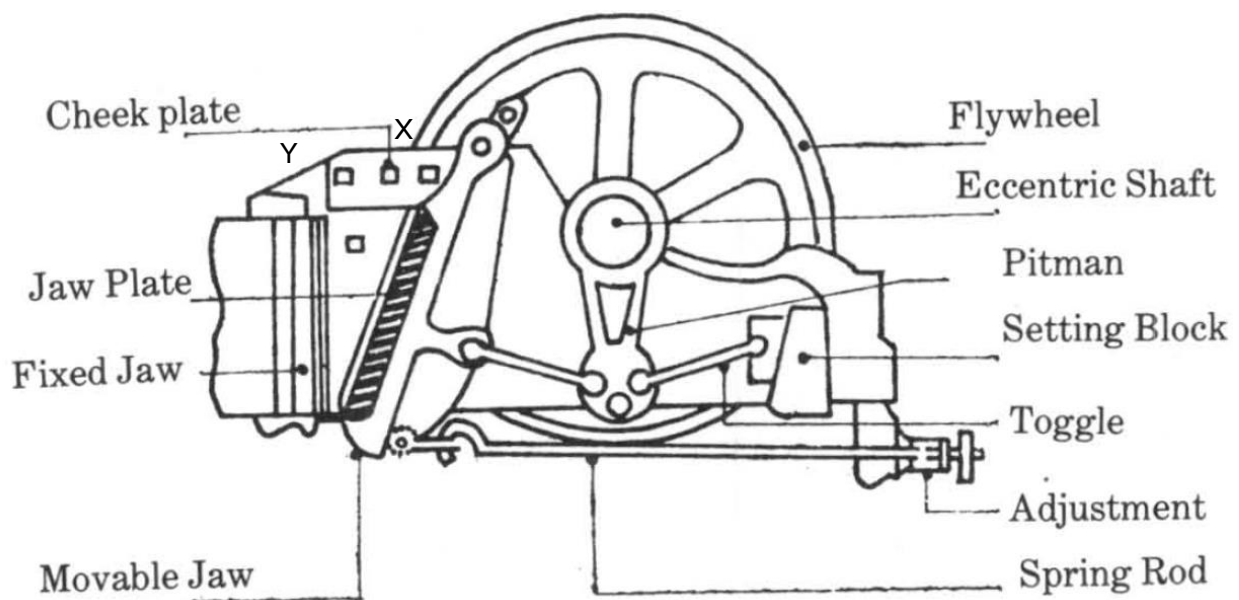
- Discharge Opening หรือ Bottom Jaw Opening คือ ขนาดของหินแร่ที่ต้องการเมื่อบดเสร็จแล้ว

- Cheek Plate คือ แผ่นเหล็กที่ใช้บุภายใน Crushing Chamber ทำด้วย Manganese Steel หรือ Chrome Steel หน้าที่ของ Cheek Plate คือ ป้องกันการสึกหรอของ Crushing Chamber มิให้ถูกเศษหินหรือแร่กัดทะลุ Frame ของเครื่องซึ่งทำด้วย Cast Steel

- Toggle เป็นชิ้นที่ติดต่อระหว่าง Movable Jaw กับ Pitman และระหว่าง Pitman กับ Setting Block ดังนั้น จึงทำหน้าที่นำแรงงานที่ได้รับจาก Pitman ไปส่งให้กับ Movable Jaw

- Pitman เป็นชิ้นที่ใช้เป็นตัวเปลี่ยนทิศทางของแรงงาน (Direction of Motion) จากการหมุนเป็นวงกลม (Circular Motion) ให้มาอยู่ในทิศทางที่ต้องการ โดยอาศัยความช่วยเหลือของเพลลาเบี้ยว (Eccentric Shaft)

- Fly Wheel ทำหน้าที่ให้เครื่องเดินได้สะดวกและเดินได้จังหวะสม่ำเสมอ ไม่ช้า ๆ เร็ว ๆ ในตอนที่ต้องออกแรงย่อยแร่หรือหินมากน้อยต่าง ๆ กัน



รูปที่ 3.1 แสดงเครื่องย่อยแร่ Blake Crusher (กรมทรัพยากรธรณี, 2527)

ความเร็วของเครื่องจะอยู่ระหว่าง 220 – 250 รอบต่อนาที สูงสุดไม่เกิน 350 รอบต่อนาที สำหรับเครื่องขนาดเล็ก ส่วนเครื่องขนาดใหญ่ความเร็วของเครื่องจะช้าลง ถ้าสูงมากกว่านี้จะได้ชิ้นที่ละเอียดมากกว่าที่ต้องการ ทั้งนี้เพราะแร่หรือหินที่ย่อยแล้วเคลื่อนหลุดออกไปจาก Jaw ไม่ทันกับความรวดเร็วของการเปิดปิดของ Jaw

ผลของการย่อยมักปรากฏว่ามีชิ้นที่โตเกินขนาดอยู่ราว 10 – 15% ขนาดที่ใช้ย่อยกันอย่างสูงสุดนั้นเป็นอัตราส่วน (Reduction Ratio) 6:1 สำหรับแร่ที่เหนียว และ 8:1 สำหรับแร่ที่เปราะ โดยตารางที่ 3.1 แสดงการเปรียบเทียบขนาดกำลังและความสามารถของเครื่อง Blake Crusher โดยแร่ที่ใช้ย่อย ได้แก่ หินปูน หินเขียว หินปูน (กรมทรัพยากรธรณี, 2527)

ในที่นี้จะใช้เครื่องย่อยแร่แบบปากขบ (Jaw Crusher) ที่มีขนาดปาก 4 x 6 นิ้ว (รูปที่ 3.2)

ตารางที่ 3.1 การเปรียบเทียบขนาดกำลังและความสามารถของเครื่อง Blake Crusher (กรมทรัพยากรธรณี, 2527)

Jaw Opening นิ้ว	Capacity เป็นต้นต่อชั่วโมงตามขนาดที่ย่อย						แรงม้า ที่ต้องการ	น้ำหนักเครื่อง ปอนด์
	นิ้ว	ตัน	นิ้ว	ตัน	นิ้ว	ตัน		
7 x 10	1	2½	1½	4	2	6	7	7,100
10 x 20	1½	10	2	17	2½	22	14	20,000
15 x 24	2	17	3	33	3½	42	30	38,700
28 x 36	3	41	4	66	5	105	85	62,000
36 x 42	4	76	6	108	7	144	126	110,600
36 x 48	4	83	5	114	6	148	132	117,500
48 x 60	5	166	7	330	9	578	185	256,000
66 x 86	7	415	11	936	12	1,110	300	525,000
84 x 120	9	1,106	11	1,959	14	2,840	500	1,000,000



รูปที่ 3.2 เครื่องย่อยแร่แบบปากขบ (Jaw Crusher) ที่ใช้ในการทดลอง

3.1.1.2 เครื่องย่อยแร่แบบลูกกลิ้ง (Roll Crusher)

เครื่องย่อยแบบนี้ประกอบด้วยโลหะทรงกระบอก 2 อัน ติดตั้งอยู่กับเพลานี้ในแนวระดับซึ่งโลหะทรงกระบอกนี้จะถูกขับให้หมุนในทิศทางที่สวนกัน ตัวเพลาดังบน Bearing ซึ่งมี Bearing คงที่ และ Bearing เคลื่อนที่ ซึ่งทั้งหมดนี้วางอยู่บนโครงเหล็กเพื่อความแข็งแรงทนทาน ตัว Bearing ที่เคลื่อนที่ได้มักจะมี Tension Rod คอยดึงเอาไว้ด้วยแรงกดของ Coil Compression Spring ซึ่งจัดทำเอาไว้เพื่อให้สามารถจัดแรงกดระหว่างผิวหน้าทั้งสองของลูกกลิ้งได้

หลักการของเครื่องย่อยนี้คือ ให้สามารถย่อยแร่ที่ป้อนลงในระหว่างลูกกลิ้งทั้งสองอย่างน้อย 1 ครั้ง แล้วปล่อยให้ออกไป วัตถุนั้นจะถูกย่อยผ่านออกไป แต่วัตถุก้อนใหญ่จะต้องนำมาผ่านอีกครั้งหนึ่ง เครื่องย่อยนี้เหมาะสำหรับแร่ที่เปราะแตกง่าย ไม่เหมาะสำหรับพวกที่เหนียวเป็นก้อนนิ่ม ซึ่งจะทำให้ความเสียหายให้กับเครื่องได้ การจัดเครื่องเพื่อการย่อยส่วนมากมักจะใช้เปลี่ยนระยะห่างของผิวหน้าของลูกกลิ้ง หรือระยะห่างของเพลาลูกกลิ้งก็ได้ ซึ่งทำได้โดยการขจัดที่ปลาย Tension Rod ซึ่งมี Spring กดเข้าไปทั้งสองข้าง ๆ ละเท่า ๆ กัน ทั้งนี้เพื่อรักษาระดับของ Shaft ของ Roll ทั้งสองข้างให้อยู่ในแนวขนานกัน

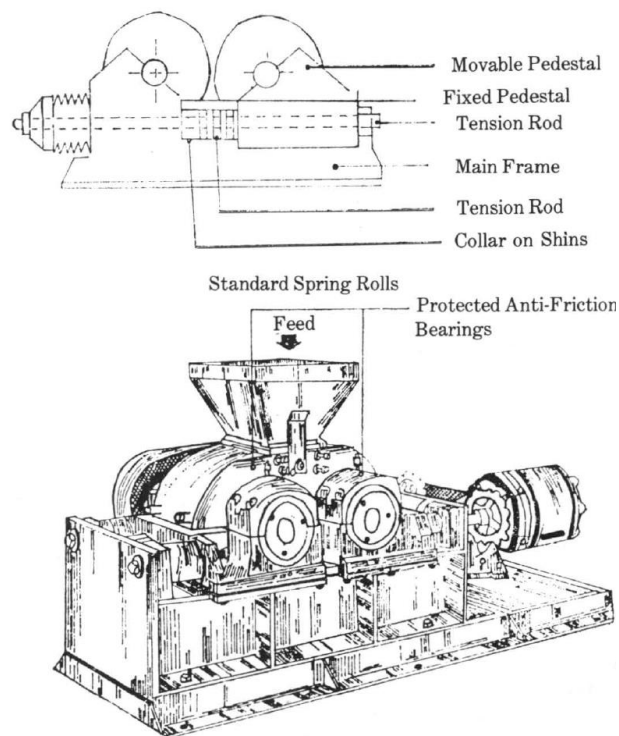
การย่อยส่วนมากมักใช้กับวัตถุที่ผ่านการย่อยขั้นแรกมาแล้ว เช่น ผ่านการย่อยด้วย Jaw Crusher มาแล้วจะมีขนาดเส้นผ่าศูนย์กลางประมาณ 2 นิ้ว เมื่อนำมาป้อนเข้าเครื่องย่อยแบบลูกกลิ้งจะได้วัตถุขนาด ¼ นิ้วหรือละเอียดกว่า ส่วนอัตราย่อยที่ดีควรประมาณ 4:1 การป้อนแร่ให้แก่เครื่องย่อยนี้ ควรป้อนแร่ให้สม่ำเสมอเต็มหน้าของลูกกลิ้ง ทั้งนี้เพื่อป้องกันการสึกหรอเฉพาะแห่ง เครื่องย่อยแร่นี้ถ้าขนาดเล็กมักใช้ย่อยเฉพาะตัวอย่างแร่เท่านั้น ส่วนขนาดเส้นผ่าศูนย์กลางของลูกกลิ้งขนาด 30 นิ้วขึ้นไป ใช้บดอย่างหยาบเพื่อให้ได้ปริมาณสูง การบอกขนาดของเครื่องย่อยลูกกลิ้งส่วนมากมักบอกเป็นขนาดของเส้นผ่าศูนย์กลางของลูกกลิ้ง x ความยาวของลูกกลิ้ง เช่น ขนาด 62 x 24 นิ้ว แบบ Denver Horizontal Crushing Roll สามารถทำงานได้ประมาณ 120 ตันต่อชั่วโมง ได้แร่ขนาด ¾ นิ้ว โดยย่อยแร่ขนาด 2½ นิ้ว ซึ่งผ่านเครื่องย่อยขั้นแรกด้วยเครื่อง Jaw Crusher (รูปที่ 3.3)

การทำงานของเครื่องย่อยตามทฤษฎีจะคำนวณได้จากสมการ

$$C = \frac{NDWSG}{293}$$

เมื่อ	C	=	การทำงานของเครื่องย่อย (capacity) (ตันต่อชั่วโมง)
	N	=	จำนวนรอบต่อนาที
	D	=	เส้นผ่าศูนย์กลางของลูกกลิ้ง (นิ้ว)
	W	=	ความกว้างของหน้าลูกกลิ้ง (นิ้ว)
	S	=	ระยะห่างระหว่างหน้าทั้งสองของลูกกลิ้งที่จัดไว้ (นิ้ว)
	G	=	ความถ่วงจำเพาะของวัตถุที่ย่อย

สมการนี้ตั้งขึ้นจากสมมติฐานที่ว่า สารที่ถูกย่อยมีระยะยาวเป็น 60 เท่าของระยะทางเคลื่อนที่ของจุดหนึ่งบนผิวของลูกกลิ้งในเวลา 1 นาที ในทางปฏิบัติจะได้ผลต่ำกว่าทางทฤษฎีประมาณ 10 – 30% (กรมทรัพยากรธรณี, 2527)



รูปที่ 3.3 เครื่องย่อยแร่แบบลูกกลิ้ง (Roll Crusher) (กรมทรัพยากรธรณี, 2527)

เครื่องย่อยแร่แบบลูกกลิ้ง (Roll Crusher) ที่ใช้ในการทดลองนี้มีขนาดลูกกลิ้ง 10×6 นิ้ว (รูปที่ 3.4) เพื่อให้ได้ขนาดของเม็ดแร่ละเอียดเพียงพอต่อกระบวนการแต่งแร่โดยอาศัยความแตกต่างของความถ่วงจำเพาะ สำหรับการทดลองนี้จะใช้โต๊ะแยกแร่ (Shaking Table) เป็นอุปกรณ์แต่งแร่ ซึ่งแร่จะต้องมีขนาดที่เหมาะสม คือมีขนาดต่ำกว่า 20 เมช (0.8 มิลลิเมตร) การทำงานของเครื่องย่อยแร่แบบปากขบ (Jaw Crusher) เพียงอย่างเดียวร่วมกับตะแกรงคัดขนาด ไม่สามารถเตรียมแร่ให้มีขนาดที่ต้องการได้ จำเป็นต้องอาศัยเครื่องย่อยแร่แบบลูกกลิ้ง (Roll Crusher) ตามที่อ้างถึง



รูปที่ 3.4 เครื่องย่อยแร่แบบลูกกลิ้ง (Roll Crusher) ที่ใช้ในการทดลอง

3.1.1.3 ตะแกรงคัดขนาด

การคัดขนาด คือ การนำแร่ไปผ่านบนตะแกรงซึ่งมีช่องขนาดต่าง ๆ ตามที่ต้องการ ตะแกรงเหล่านี้จะติดอยู่กับที่หรือเคลื่อนไหวได้ ช่องบนตะแกรงทำขึ้นได้โดยการเจาะรูบนแผ่นเหล็ก หรือนำแท่งเหล็กมาวางเรียงกัน หรือนำลวดขนาดต่าง ๆ มาสานเป็นช่องก็ได้ การคัดขนาดจะทำได้ 2 วิธี คือ คัดขนาดแบบแห้ง และแบบใช้น้ำช่วย การคัดขนาดแบบหลังนี้จะเติมน้ำลงไปเพื่อช่วยให้แร่ขนาดเล็กลอดผ่านช่องตะแกรงได้ดีกว่าการคัดขนาดแห้ง

หลังจากการคัดขนาด จะมีแร่ค้างอยู่บนตะแกรง เรียกว่า แร่โตเกินขนาด (oversize) ส่วนแร่ที่ลอดผ่านรูตะแกรงลงไปได้เรียกว่า แร่เล็กเกินขนาด (undersize) การคัดขนาดมีความจำเป็นมาก เช่น ในการผลิตซีเมนต์หรือสี การบดวัตถุดิบจนได้ขนาดตามต้องการจะช่วยให้คุณภาพของสีหรือซีเมนต์ดีขึ้น สำหรับในการแต่งแร่ แร่ที่จะนำไปแยกด้วยเครื่องมือแต่ละชนิด ถ้านำไปคัดขนาดให้เหมาะสมเสียก่อน จะทำให้เครื่องมือดังกล่าวแยกแร่ได้สะอาดยิ่งขึ้น แต่ก่อนที่จะนำสารใดก็ตามไปทำการร่อนคัดขนาด ส่วนมากมักจะต้อนนำมาทดลองในห้องปฏิบัติการเสียก่อนว่า มีสารขนาดใดมากน้อยเพียงใด การคัดขนาดในห้องทดลองนั้น ส่วนใหญ่ใช้ร่อนด้วยตะแกรงขนาดมาตรฐาน แต่ถ้าเป็นสารที่มีขนาดเล็กมากก็อาจไปใช้วิธีอื่นได้ เช่น การคัดขนาดด้วยของไหล (elutriation) การตกตะกอน (sedimentation) การใช้แรงเหวี่ยง (centrifuging) หรือการใช้กล้องจุลทรรศน์ (microscope) ซึ่งมีความสำคัญลดหลั่นกันไปตามลำดับ

ตะแกรงมาตรฐาน (Sieve) เป็นเครื่องมือคัดขนาดในห้องทดลองด้านแต่งแร่ เพื่อตรวจสอบผลของการบดว่า แร่ที่มีค่าแยกตัวออกจากแร่ที่ไม่ต้องการขนาดใด ในการคัดขนาดผลของการบดจากเครื่องบดแบบต่าง ๆ จะทราบได้ว่า เครื่องบดเหล่านี้ทำงานได้ผลดีเพียงใด ยังมีแร่ขนาดใหญ่เหลือเพื่อที่จะต้องบดต่อไปอีกมากน้อยเท่าไร ดังเช่นการบดในวงจรปิด จะทราบได้ว่าแร่จำนวนเท่าใดจะต้องส่งกลับไปบดใหม่ จากการพิจารณาผลของการคัดขนาดจะทำให้ทราบว่า จะต้องใช้เครื่องบดชนิดใดจึงจะเหมาะสม ซึ่งจะมีผลโดยตรงต่อการแต่งแร่ต่อไป

การคัดขนาดในห้องทดลองโดยใช้ตะแกรง จะคัดได้ละเอียดถึง 37 ไมครอน โดยทั่วไปแล้ว การคัดขนาดจะทำเพียง 70 ไมครอน แต่ถ้าใช้วิธีการต่าง ๆ ดังที่กล่าวมาแล้วจะคัดขนาดลงไปได้ถึง 5 ไมครอน ตะกอนที่มีขนาดต่ำกว่า 5 ไมครอน ส่วนใหญ่มักจะอยู่ในสภาพของสารแขวนลอย คือ จะไม่จมตัวลงมา

ตะแกรงที่ใช้ในห้องปฏิบัติการ ประกอบด้วยลวดนำมาสานกันทำให้เกิดเป็นช่องและบอกความกว้างของช่องตะแกรงเป็นเมช (mesh) หมายถึงจำนวนช่องตะแกรงที่มีอยู่ในความยาว 1 นิ้ว เช่น ตะแกรงขนาด 10 เมช หมายถึง ระยะความยาว 1 นิ้ว จะมีช่องอยู่ 10 ช่อง และช่องหนึ่งจะมีความกว้าง 0.1 นิ้ว หักออกด้วยขนาดเส้นผ่าศูนย์กลางของเส้นลวด ดังนั้น เมช จึงยังไม่ได้บอกขนาดที่แท้จริงของสารที่ผ่านลวดรูตะแกรง จนกว่าจะทราบถึงขนาดของลวดที่โรงงานต่าง ๆ นำมาใช้สานทำตะแกรง วิธีง่าย ๆ วิธีหนึ่งที่จะทราบขนาดของช่องตะแกรงเป็นเมช เมื่อทราบเส้นผ่าศูนย์กลางของเส้นลวดและช่องว่าง (นิ้ว) คือ นำตัวเลขทั้งสองมารวมกัน และนำไปหาร 1 ผลลัพธ์ที่ได้จะออกมาเป็นเมช เช่น ตะแกรงมีช่องว่าง 0.0015 นิ้ว และเส้นผ่าศูนย์กลางของลวดเท่ากับ 0.0010 นิ้ว เมื่อนำมารวมกันจะได้ 0.0025 นิ้ว เมื่อนำไปหาร 1 จะได้ 400 คือ เมช ที่ต้องการ

ตะแกรงชุดหนึ่งมักจะมิกฎเกณฑ์กำหนดขนาดของรูลดหลั่นกันลงไป สมมติว่า ถ้าจะใช้หลักการก้วหน้าทางเลขคณิตอย่างง่ายคือ มีขนาด 10 9 8 7 6 5 4 3 2 และ 1 นิ้ว ตามลำดับ จะเห็นว่าหลักนี้ไม่เหมาะ เพราะแร่ขนาด 1 นิ้ว และ 2 นิ้ว มีขนาดแตกต่างกันมาก ซึ่งตรงกันข้ามกับแร่ขนาด 9 และ 10 นิ้ว ซึ่งดูแล้วเกือบจะไม่เห็นความแตกต่าง ดังนั้น จึงมีผู้คิดค้นใหม่ โดยหาตัวคงที่มากคูณ เช่น ใช้ 2 เป็นตัวคูณ ตัวเลขจะออกมาเป็น 8 4 2 1 ½ เป็นต้น ซึ่งอยู่ในระบบของความก้วหน้าทางเรขาคณิต แต่ต่อมาได้มีการแก้ไขใช้ $\sqrt{2}$ เป็นตัวคูณ และได้กลายเป็นมาตรฐานของตะแกรงที่ใช้กันในประเทศสหรัฐอเมริกาในปัจจุบัน ในงานค้นคว้าบางงาน ใช้ $\sqrt[4]{2}$ เป็นตัวคูณ และทางบริษัทผู้ผลิตได้ยึดเอาตะแกรงขนาด 200 เมชเป็นมาตรฐานในการผลิต และได้กำหนดขนาดของสารและวิธีการที่จะสมควรมาใช้เพื่อทำการคัดขนาดไว้ ดังตารางที่ 3.2

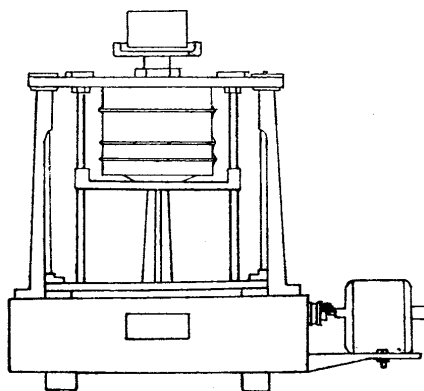
การคัดขนาดโดยไม่ใช้เครื่องมือช่วยเลยนั้น ต้องใช้เวลานานและผิดพลาดได้ง่าย ดังนั้น จึงควรใช้เครื่องคัดขนาดแทนในการทดลอง เช่น เครื่องแบบ Ro-Tap (รูปที่ 3.5) โดยนำตะแกรงขนาดต่าง ๆ ไปขันติดให้แน่นกับเครื่อง ซึ่งจะทำให้ตะแกรงเคลื่อนที่เป็นรูปร่าง และมีเครื่องที่อยู่ข้างบนทุก ๆ ครั้งที่เครื่องมือหมุนไป 1 รอบ การคัดขนาดครั้งหนึ่งจะใช้เวลาประมาณ 15 นาที

ตะแกรงที่ใช้คัดขนาดจะติดกับส่วนล่างของโลหะทองเหลืองทรงกลม กว้าง 8 นิ้ว สูง 2 นิ้ว ตะแกรงชุดหนึ่งจะประกอบไปด้วยตะแกรงขนาดต่าง ๆ มีฝาปิดครอบตะแกรงชั้นบนสุดและชั้นล่างสุดจะมี Pan รองรับ Pan มีลักษณะคล้ายกับตะแกรง แต่ข้างล่างแทนที่จะมีลวดเป็นตะแกรง กลับเป็นโลหะทึบสำหรับรองรับแร่ที่ผ่านตะแกรงชั้นเหนือกว่าไว้

สิ่งที่ควรระวังในการคัดขนาดคือ อย่าใช้ตัวอย่างมากเกินไปในการทดลองครั้งหนึ่ง ๆ เพราะจะทำให้เม็ดแร่ไปอุดตามช่อง หรือทำให้เกิดไฟฟ้าสถิตย์ ซึ่งแรงแม่เหล็กดึงดูดตัวเป็นก้อน ทำให้ผลลัพธ์ที่ได้ผิดไป นอกจากนี้ ความชื้นจะต้องมีน้อยที่สุด

หลังจากทำการร่อนคัดขนาดแล้ว แร่แต่ละขนาดที่ค้างอยู่บนตะแกรงจะถูกนำมาชั่งและบันทึกไว้ ดังรายงานการคัดขนาดที่แสดงในตารางที่ 3.3 จากรายงานข้างต้นนี้ สามารถนำไปเขียนกราฟแสดงให้เห็นถึงแร่ขนาดต่าง ๆ ที่มีอยู่ในตัวอย่างที่นำมาคัดขนาด

เนื่องจากมาตรฐานของการสร้างตะแกรงมีอยู่หลายมาตรฐาน ตารางที่ 3.4 แสดงการเปรียบเทียบขนาดแร่ที่ได้มาจากการคัดขนาดโดยใช้ตะแกรงที่มีมาตรฐานแตกต่างกัน (กรมทรัพยากรธรณี, 2527)



รูปที่ 3.5 เครื่องคัดขนาดแบบ Ro-Tap (กรมทรัพยากรธรณี, 2527)

ตารางที่ 3.2 ตัวอย่างของขนาดมาตรฐาน (กรมทรัพยากรธรณี, 2527)

ขนาด		เมช	วิธีการวัดขนาด				ตัวอย่าง	
มิลลิเมตร	ไมครอน							
26.67								
18.85							กรวดในลำธาร	
13.33								
9.423								
6.680		3						
4.699		4						
3.327		6						
2.362		8					เม็ดถั่วเขียว	
1.651		10						
1.168		14						
0.833		20						
0.589		28						
0.417		35						
0.295		48						
0.208		65						ทราย
0.147		100						
0.104		150						
0.074		200						
0.052	52	270						
0.037	37	400						
	26						ตะกอนละเอียด	
	18.5							
	13.0							
	9.25						เม็ดละเอียด	
	6.50							
	4.62							
	3.25							
	2.32							
	1.62						เชื้อโรค	
	1.16							
	0.81					ความยาวแสง		
	0.58							
	0.41							
	0.29							
	0.20							
	0.14							
	0.10							
	0.07							
	0.05							
	0.035							
	0.025							
	0.017							

ตารางที่ 3.3 ตัวอย่างรายงานการคัดขนาด (กรมทรัพยากรธรณี, 2527)

เมษ (ตะแกรงแบบไทเลอร์)	ขนาดเฉลี่ยของแร่		น้ำหนักแร่ ที่ค้างบน ตะแกรง	น้ำหนักแร่ ที่ผ่าน ตะแกรง
	ซม.	นิ้ว		
+ 10	0.2007	0.0791	0.03	0.97
— 10 + 14	0.1410	0.0555	0.14	0.83
— 14 + 20	0.1001	0.0394	0.25	0.58
— 20 + 28	0.0711	0.0280	0.20	0.38
— 28 + 35	0.0503	0.0198	0.15	0.24
— 35 + 48	0.0356	0.0140	0.09	0.15
— 48 + 65	0.0252	0.0099	0.06	0.09
— 65 + 100	0.0178	0.0070	0.09	0.05
— 100 + 150	0.0126	0.00496	0.03	0.02
— 150	0.0089	0.0035	0.02	—
			รวม 1.00	

ตารางที่ 3.4 แสดงการเปรียบเทียบขนาดของแร่เมื่อใช้ตะแกรงมาตรฐานต่าง ๆ (กรมทรัพยากรธรณี, 2527)

ตะแกรงแบบ “ไทเลอร์”			ตะแกรงแบบอังกฤษ			ตะแกรงแบบอเมริกัน		
เมษ	ขนาดของช่อง		เมษ	ขนาดของช่อง		เมษ	ขนาดของช่อง	
	นิ้ว	มม.		นิ้ว	มม.		นิ้ว	มม.
2 $\frac{1}{2}$	.312	7.925	—	—	—	2 $\frac{1}{2}$	.315	8.00
3	.263	6.680	—	—	—	3	.265	6.73
3 $\frac{1}{2}$	.221	5.613	—	—	—	3 $\frac{1}{2}$	.223	5.66
4	.185	4.699	—	—	—	4	.187	4.76
5	.156	3.962	—	—	—	5	.157	4.00
6	.131	3.327	5	.1320	3.34	6	.132	3.36
7	.110	2.794	6	.1107	2.81	7	.111	2.83
8	.093	2.362	7	.0949	2.41	8	.0937	2.38
9	.078	1.981	8	.0810	2.05	10	.0787	2.00
10	.065	1.651	10	.0660	1.67	12	.0661	1.68
12	.055	1.397	62	.0553	1.40	14	.0555	1.41
14	.046	1.168	14	.0474	1.20	16	.0469	1.19
16	.039	.991	16	.0395	1.00	18	.0394	1.00
20	.0328	.833	18	.0336	.85	20	.0331	.84
24	.0276	.701	22	.0275	.70	25	.0280	.71
28	.0232	.589	25	.0236	.60	30	.0232	.59
32	.0195	.495	30	.0197	.50	35	.0197	.50
35	.0164	.417	36	.0166	.421	40	.0165	.42
42	.0138	.351	44	.0139	.353	45	.0138	.35
48	.0116	.295	52	.0116	.295	50	.0117	.297
60	.0097	.246	60	.0099	.252	60	.0098	.250
65	.0082	.208	72	.0083	.211	70	.0083	.210
80	.0069	.175	85	.0070	.177	80	.0070	.177
100	.0058	.147	100	.0060	.152	100	.0059	.149
115	.0049	.124	120	.0049	.125	120	.0049	.125
150	.0041	.104	150	.0041	.105	140	.0041	.105
170	.0035	.088	170	.0035	.088	170	.0035	.088
200	.0029	.074	200	.0030	.076	200	.0029	.074
250	.0024	.061	240	.0026	.065	230	.0024	.062
270	.0021	.053	300	.0021	.053	270	.0021	.053
325	.0017	.043	—	—	—	325	.0017	.044

ตะแกรงสั่น (Vibrating Screens) เป็นตะแกรงที่ทำให้เกิดการสั่นโดยใช้ลูกเบี้ยวหรืออำนาจแม่เหล็ก ตะแกรงจะถูกขับเคลื่อนอยู่บนโครงเหล็กที่สั่นได้ และสามารถปรับความเอียงจากระดับราบได้ประมาณ 45 องศา สำหรับตะแกรงที่ทำให้เกิดการสั่นโดยใช้ลูกเบี้ยว ความถี่ของการสั่นจะอยู่ระหว่าง 900 – 1,800 รอบต่อนาที ใช้ได้ผลกับแร่ที่มีขนาดระหว่าง 1 นิ้ว ถึง 35 เมช (0.0164 นิ้ว) มุมที่ใช้กันทั่วไปประมาณ 20 องศา แต่ถ้าใช้คัตขนาดแบบใช้น้ำช่วย มุมเอียงจะลดลงเหลือประมาณ 5 – 10 องศา ส่วนตะแกรงที่สั่นโดยอำนาจแม่เหล็ก ส่วนใหญ่จะใช้ร่อนแร่ขนาดระหว่าง 8 – 100 เมช และความถี่ของการสั่นจะสามารถปรับได้ตั้งแต่ 900 – 7,200 ครั้งต่อนาที โดยใช้ความถี่ต่ำสำหรับร่อนแร่หยาบ และความถี่สูงสำหรับร่อนแร่ละเอียด (รูปที่ 3.6)

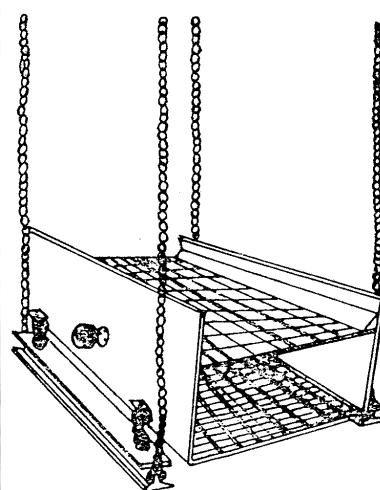
ความสามารถในการทำงานของตะแกรงนั้นแตกต่างกันมาก ทั้งนี้ขึ้นอยู่กับลักษณะของแร่ที่จะนำมาแยก สำหรับแร่ละเอียด ตะแกรงจะทำงานได้ประมาณ 2 ตันต่อตารางฟุต ต่อ 24 ชั่วโมงขึ้นไป ถึง 30 ตันต่อตารางฟุตต่อชั่วโมง สำหรับแร่ที่มีขนาด 6 – 8 เมช ตะแกรงชนิดนี้ส่วนมากใช้กับแร่ที่มีขนาดตั้งแต่ 1 นิ้วลงมา

ขนาดของช่องตะแกรงจะมีส่วนเกี่ยวข้องกับความเอียง ตามหลักปฏิบัติ ถ้าตะแกรงมีช่องอยู่ระหว่าง 3 – 1 นิ้ว จะใช้ความถี่ของการสั่น 900 ครั้งต่อนาที ตะแกรงจะเอียงทำมุม 20 องศา แต่ถ้าตะแกรงมีช่องประมาณ 1/64 นิ้ว หรือเล็กกว่า เมื่อใช้ความถี่ของการสั่น 1,600 ครั้งต่อนาที ตะแกรงจะเอียงทำมุม 40 องศา

หลักสำหรับการร่อนแร่ด้วยตะแกรงชนิดนี้คือ การป้อนแร่ลงบนตะแกรงจะต้องสม่ำเสมอ และปริมาณแร่ขนาดเล็กที่พอจะลอดตะแกรงได้ประมาณ 70% จะต้องถูกแยกออกภายในระยะ ¼ ของความยาวของตะแกรง ความยาวที่เหลือมีไว้เพื่อแยกแร่ที่มีขนาดใกล้เคียงกับช่องของตะแกรงเท่านั้น การป้อนแร่ไม่สม่ำเสมอ เช่น ถ้ามากเกินไปจะไปทำให้ตะแกรงสั่นไม่ได้เต็มที่ แต่ถ้าน้อยเกินไปแร่บนตะแกรงจะกระโดดมากเกินไป จะทำให้การแยกแร่ได้ผลไม่เต็มที่ (กรมทรัพยากรธรณี, 2527)



ก)



ข)

รูปที่ 3.6 ก) ลักษณะของตะแกรงสั่น ข) โครงสร้างของตะแกรงสั่น (กรมทรัพยากรธรณี, 2527)

ในการศึกษานี้เมื่อย่อยหรือลดขนาดของแร่จนมีขนาดเล็กกลงแล้ว แร่จะต้องถูกคัดให้มีขนาดเล็กกว่า 20 เมช โดยใช้ตะแกรงมาตรฐาน (Hand Sieving) ซึ่งมีลักษณะเป็นตะแกรงกลมขนาดเส้นผ่าศูนย์กลางประมาณ 8 นิ้ว (รูปที่ 3.7) ต่อกันกับเครื่องย่อยแร่แบบลูกกลิ้ง (Roll Crusher) แร่ที่บดผ่านเครื่องย่อยแร่แบบลูกกลิ้ง (Roll Crusher) แต่ละรอบจะถูกคัดขนาดด้วยตะแกรงมาตรฐาน แร่ที่ลอดผ่านตะแกรงจะถูกรวบรวมไว้ไปใช้ในการแต่งแร่ด้วยโต๊ะแยกแร่ ในขณะที่แร่ค้างตะแกรงจะถูกนำไปบดซ้ำด้วยเครื่องย่อยแร่แบบลูกกลิ้ง (Roll Crusher) จนผ่านตะแกรงหมด

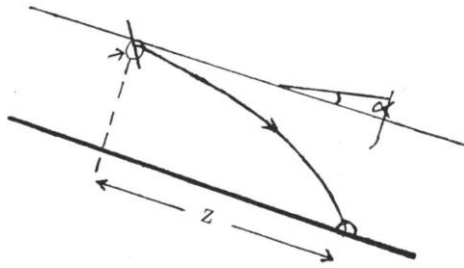


รูปที่ 3.7 ตะแกรงมาตรฐานที่ใช้ในการทดลอง

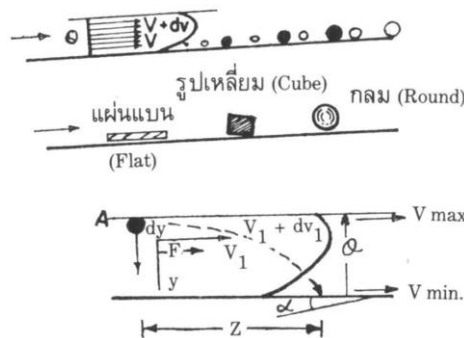
3.1.2 กระบวนการแต่งแร่โดยอาศัยความถ่วงจำเพาะ (โต๊ะแยกแร่)

โต๊ะแยกแร่ (Shaking Table) เป็นอุปกรณ์แต่งแร่ชนิดหนึ่ง ซึ่งแยกแร่แยกได้โดยอาศัยความแตกต่างความถ่วงจำเพาะ ขนาดของเม็ดแร่ที่จะแยกได้ผลดี คือ ขนาดประมาณ 0.83 มิลลิเมตร หรือ 20 เมช ลงไปถึง 440 เมช หรือละเอียดกว่า โต๊ะแยกแร่แบ่งออกตามขนาดของเม็ดแร่ที่จะใช้แยกได้ 2 ชนิด คือ โต๊ะแยกเม็ดแร่ขนาดทราย (sand table) และโต๊ะแยกแร่ขนาดตะกอน (slime table) ซึ่งแยกแร่ตั้งแต่ขนาด 200 – 300 เมช ลงไป

การแต่งแร่ด้วยโต๊ะแยกแร่ ขึ้นอยู่กับธรรมชาติการไหลของน้ำบนพื้นเอียงและความหนืด (viscosity) ของของเหลวหรือน้ำ ของเหลวที่มีความหนืดสูงย่อมทำให้ความเร็วของการไหลบนพื้นเอียงลดลง และมีผลต่อการตกตัวของเม็ดแร่จากจุดเริ่มต้นจนถึงพื้นโต๊ะ (รูปที่ 3.8) ลักษณะรูปร่างของเม็ดแร่หรือวัตถุที่ใช้แยกก็มีผลต่อการแยกด้วย เช่น เม็ดแร่รูปกลมย่อมไหลไปได้ไกลกว่าแบนหรือสี่เหลี่ยม ดังแสดงในรูปที่ 3.9



รูปที่ 3.8 แสดงระยะวัตถุจนถึงผิวพื้นโต๊ะห่างจากจุดเริ่ม (กรมทรัพยากรธรณี, 2527)



รูปที่ 3.9 แสดงปัจจัยที่มีผลต่อการไหลของแร่บนโต๊ะแยกแร่ (กรมทรัพยากรธรณี, 2527)

ส่วนสำคัญของโต๊ะแยกแร่ (รูปที่ 3.10 – 3.11) ประกอบด้วย

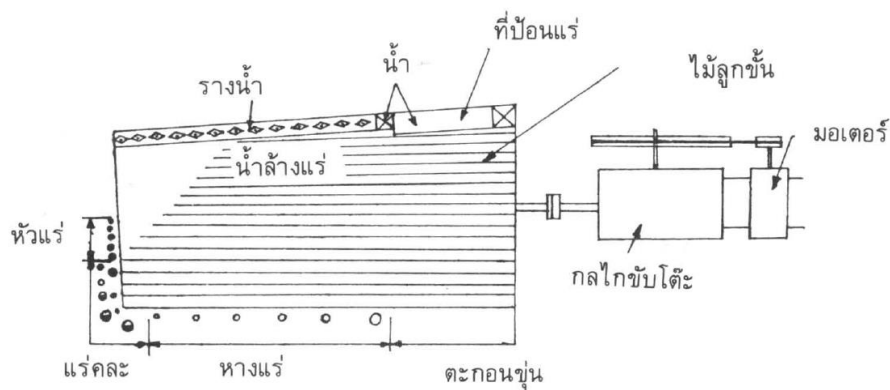
1) พื้นโต๊ะ ปกติทำด้วยไม้ และปูพื้นด้วยยางหรือยาง linoleum เฉพาะของพีท้อโฮลแมน (Holman) ทำด้วยไฟเบอร์กลาส (fibre-glass deck) บนพื้นโต๊ะที่ปูยาง โดยปกติจะตอกไม้ชั้น (riffle) เอียงไปตามแนวยาวของโต๊ะ โดยมีความหนาตอนต้นทางด้านปล่อยแร่และค่อย ๆ บางตอนปลาย บางตอนที่บางมาก จะใช้แผ่นทองแดง บาง ๆ ตอกแทนไม้ลูกชั้นที่กล่าวถึง ลูกชั้นอันบน ๆ จะสั้นกว่าลูกชั้นอันถัดลงมาเล็กน้อย และมีความยาวเพิ่มขึ้นเรียงลำดับกันลงไป

2) เครื่องกลไก (head motion) มีหน้าที่ทำให้โต๊ะมีจังหวะหัวไล่ไปข้างหน้าช้าและไล่กลับโดยเร็ว การเคลื่อนของกลไกจะทำให้เม็ดแร่เคลื่อนที่ไปตามแนวยาวของโต๊ะหรือตามแนวเอียงของลูกชั้น (riffle) แร่หนักจะเคลื่อนที่ได้ไกลกว่าทรายที่เบากว่า

3) โครงเหล็ก และส่วนประกอบที่ทำให้โต๊ะเอียงได้ตามมุมต่าง ๆ ที่ต้องการ

การทำงานของโต๊ะ

พื้นโต๊ะตั้งอยู่บนโครงเหล็ก มีกลไกประกอบทำให้สามารถจัดพื้นโต๊ะให้เอียง มีความสูงทางด้านรางน้ำและต่ำทางตรงข้าม น้ำจะถูกปล่อยให้ไหลลงตามรางและไหลแผ่ลงพื้นโต๊ะ ป้อนแร่ลงในช่องที่ป้อนแร่ มอเตอร์ไฟฟ้าจะขับเคลื่อนกลไกทำให้โต๊ะเคลื่อนที่ไปข้างหน้าและกระตุกกลับข้างหลังโดยเร็ว เม็ดแร่หนักจะเคลื่อนไปข้างหน้าได้ไกลกว่าเม็ดแร่เบาหรือกรวดทรายที่เบากว่าแต่มีขนาดเท่ากัน การเอียงโต๊ะและการพัดพาของน้ำไหล แร่เบาและทรายจะถูกพัดพาออกมาทางด้านหางแร่ ส่วนแร่หนักหรือหัวแร่จะออกตอนปลายอีกด้านหนึ่งของโต๊ะ น้ำทำหน้าที่เป็นสื่อในการแยกด้วย



รูปที่ 3.10 แสดงอุปกรณ์ต่าง ๆ ของโต๊ะแยกแร่ (กรมทรัพยากรธรณี, 2527)



รูปที่ 3.11 แสดงโต๊ะแยกแร่ (กรมทรัพยากรธรณี, 2527)

สำหรับการจัดโต๊ะโดยทั่วไป ได้แก่ การจัดปริมาณน้ำ (wash water) ความเอียงของพื้นโต๊ะ (slope) ความเร็วของจังหวัด (speed) ความยาวช่วงชัก (stroke) ของกลไกขับเคลื่อน (head motion) ปกติความเร็วของ จังหวัด (speed) ประมาณ 180 – 270 ครั้งต่อนาที (strokes per minute) ความยาวช่วงชัก (stroke) ยาว ประมาณ $\frac{1}{2}$ - $1\frac{1}{2}$ นิ้ว

สำหรับการแต่งหัวแร่ชั้นต้น (rougher concentrate) ปลอยน้ำมาก ป้อนแร่มาก จัดโต๊ะเอียงมาก และ ช่วงชักยาว ส่วนการแต่งหัวแร่สะอาด (cleaner concentrate) ปลอยน้ำน้อย ป้อนแร่่น้อย จัดโต๊ะเอียงน้อย และ ช่วงชักสั้น

สำหรับแร่ละเอียด ปลอยน้ำน้อย ป้อนแร่ที่ละน้อย ๆ จังหวัดเร็ว แต่ช่วงชักสั้น

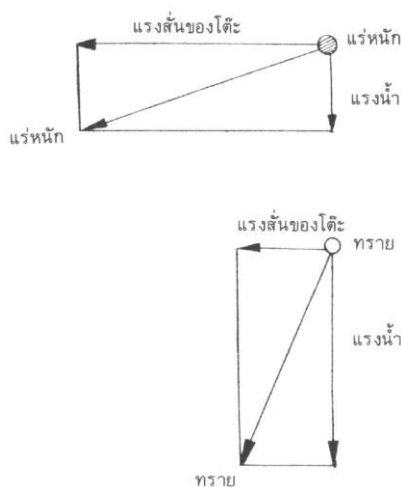
สำหรับแร่หยาบ ปลอยน้ำมาก ป้อนแร่มาก จังหวัดช้า และช่วงชักยาว

ความสามารถรับแร่ป้อนของโต๊ะแยกแร่ขึ้นอยู่กับขนาด ลักษณะ และชนิดของแร่ที่จะแยก แร่หยาบแยกได้ เร็วกว่า แร่ละเอียดแยกได้ช้า สำหรับโต๊ะใหญ่ขนาดกว้าง 5 – 6 ฟุต ยาว 16 ฟุต ปกติแยกได้ประมาณ 1 – 5 ตัน ต่อชั่วโมง

ความสัมพันธ์ต่าง ๆ ของโต๊ะ

1) ความยาวช่วงชักและจังหวะ (stroke and speed)

ความถ่วงจำเพาะของแร่และรูปร่างของเม็ดแร่ (shape) เป็นปัจจัยหลักในการปรับตั้งความยาวช่วงชักและจังหวะการสั่นของโต๊ะ (รูปที่ 3.12) ถ้าแร่มีความถ่วงจำเพาะสูงควรจัดจังหวะให้เร็ว เพราะแร่ต้องใช้ระยะเวลาหนึ่งในการแยกความยาวของช่วงชักปกติ จะตั้งได้กว้างตั้งแต่ $\frac{1}{2}$ - $1\frac{1}{2}$ นิ้ว แต่สำหรับเม็ดแร่ขนาดเล็กใช้ $\frac{3}{8}$ นิ้ว $\frac{3}{4}$ นิ้ว หรือ $\frac{5}{8}$ นิ้ว



รูปที่ 3.12 แสดงทิศทางของแรงจากการเคลื่อนของโต๊ะและน้ำที่เกิดขึ้นกับเม็ดแร่และทรายบนโต๊ะ
(กรมทรัพยากรธรณี, 2527)

การประมาณโดยสังเขประหว่างช่วงชักกับขนาดเม็ดแร่

ช่วงชัก 1 นิ้ว เม็ดแร่ 2 มิลลิเมตร (ค่อนข้างยาวไป)

ช่วงชัก $\frac{3}{4}$ นิ้ว เม็ดแร่ 1 มิลลิเมตร

ช่วงชัก $\frac{1}{2}$ นิ้ว เม็ดแร่ $\frac{1}{2}$ มิลลิเมตร

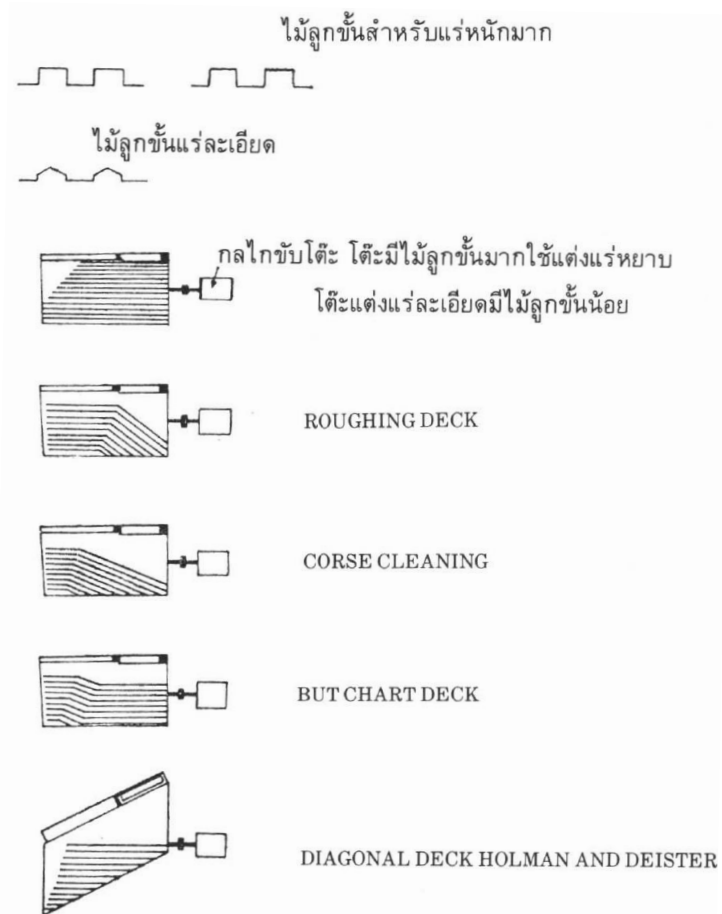
จังหวะสำหรับแร่หายาบ 220 – 250 ครั้งต่อนาที และแร่ละเอียด 270 – 280 ครั้งต่อนาที

2) ปริมาณแร่ที่โต๊ะขนาด full size จะแยกได้ (through-put)

ขึ้นอยู่กับขนาดและรูปร่างของเม็ดแร่ เปอร์เซ็นต์ของหัวแร่ที่มีอยู่ในแร่ และความถ่วงจำเพาะของแร่ป้อน แร่หนัก และแร่เม็ดโต สำหรับแร่เม็ดใหญ่แยกได้เร็วกว่าแร่เบาหรือแร่เม็ดเล็ก จะแยกได้ถึง 4 – 6 ตันต่อชั่วโมง ส่วนโต๊ะแยกแร่ชนิดละเอียด slime table จะแยกได้เพียง 3 – 6 ตันต่อ 24 ชั่วโมง

3) พื้นโต๊ะ

ความเอียงของพื้นโต๊ะ (slope) สามารถปรับตั้งได้โดยมีค่าอยู่ระหว่าง $\frac{3}{4}$ องศา ถึง $1\frac{1}{4}$ องศา โดยประมาณ ลักษณะของไม้ลูกชั้นบนพื้นโต๊ะ รูปแบบการจัดเรียงของไม้ลูกชั้น (รูปที่ 3.13) ทั้งนี้ขึ้นอยู่กับเม็ดแร่ หยาบหรือละเอียด และความถ่วงจำเพาะของแร่ด้วย



รูปที่ 3.13 แสดงรูปร่างของพื้นโต๊ะและไม้ลูกชั้น (กรมทรัพยากรธรณี, 2527)

3.1.3 กระบวนการบดละเอียด

ในการศึกษาพฤติกรรมการสกัดด้วยสารละลาย ปัจจัยที่สำคัญคือขนาดของเม็ดแร่ที่สารละลายจะต้องแทรกซึมผ่านเพื่อเข้าไปทำปฏิกิริยากับทองคำในเม็ดแร่ ถ้าแร่มีขนาดละเอียดมาก การเข้าถึงทองคำจะง่ายขึ้น เร็วขึ้น กระบวนการบดละเอียดเป็นวิธีการที่จำเป็นต้องใช้

สำหรับการบดแร่ทองคำไซล์ไฟต์โดยทั่วไป จะทำการบดแร่ให้มีความละเอียดสูงประมาณ 100 เมช (150 ไมครอน) เพื่อให้ได้ผลตามเหตุผลข้างต้น เครื่องบดแบบบดด้วยท่อนเหล็ก (Rod Mill) จะช่วยควบคุมสัดส่วนของแร่ที่ละเอียดเกินไป (Overgrinding) ได้ดีกว่าการบดละเอียดด้วยวิธีอื่น ซึ่งการจะให้แร่ที่มีความละเอียดสูง

จะขึ้นอยู่กับระยะเวลาในการบดและอุปกรณ์คัดขนาดที่ต่อพ่วงอยู่ เช่นเดียวกับกระบวนการบดหยาบด้วยเครื่องย่อยแร่แบบลูกกลิ้ง (Roll Crusher)

แร่ที่จะป้อนเข้าเครื่องบดแร่แบบบดด้วยท่อนเหล็ก (Rod Mill) โดยมากเป็นแร่ที่ผ่านการบดหยาบมาแล้ว ขนาดของแร่ป้อนประมาณ 1 เซนติเมตร และแร่ที่บดได้ขนาด 65 เมชหรือหยาบกว่า เครื่องบดแร่นี้จะจัดทำเป็นรูปร่างหลายแบบ โดยมากทำเป็นรูปทรงกระบอก มีความยาวมากกว่าเส้นผ่าศูนย์กลางประมาณเกือบ 2 เท่าหรือมากกว่า มีแผ่นเหล็กปิดหัวท้ายทั้งสองข้าง ที่ปลายมี Bearing รองรับทรงกระบอกนี้ ภายในมีแผ่นเหล็กบุอยู่โดยรอบ (Liner) (รูปที่ 3.14) เนื้อที่ว่างช่วงบดภายในใส่แท่งเหล็กยาวเป็นตัวบด (รูปที่ 3.15) ในการบดแร่อย่างละเอียดขนาดกลาง เช่น บดแร่ขนาด 1 นิ้ว ลงเป็นขนาด 48 หรือ 65 เมช ขนาดท่อนเหล็กที่ใช้เส้นผ่าศูนย์กลาง $2\frac{1}{2}$ - 4 นิ้ว และมีความยาวสั้นกว่าตัวหม้อบดเล็กน้อย ใส่เข้าไปในเครื่องบดประมาณ 30 - 50% โดยปริมาตร

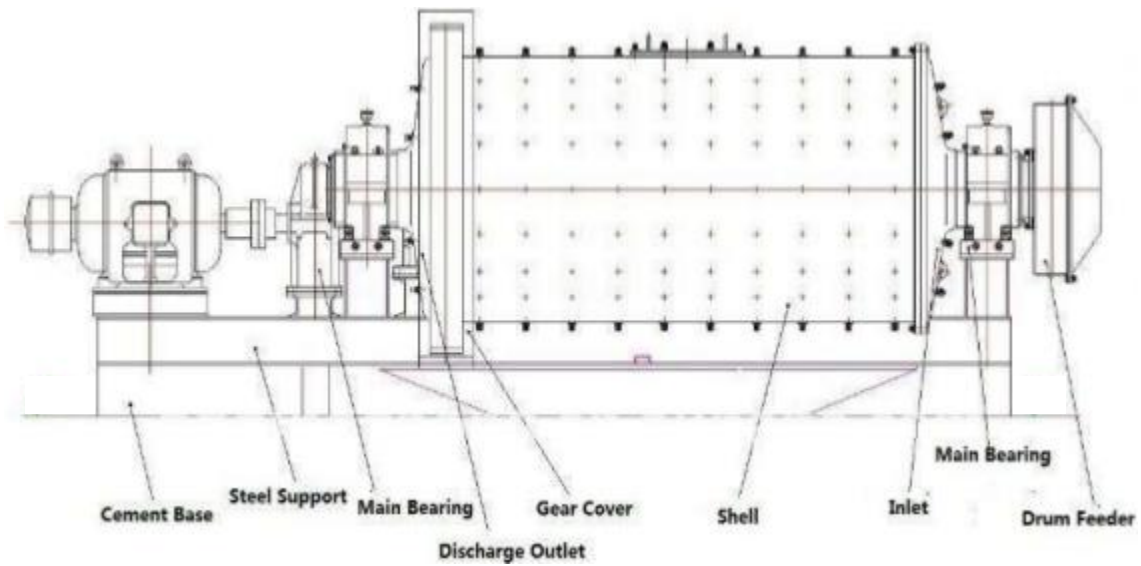
การบดเกิดขึ้นจากแรง 2 แรง คือ แรงเหวี่ยง (Centrifugal Force) ทำให้แร่ที่อยู่ภายในกลิ้งตัวเกาะติดกับผนังของรูปทรงกระบอก แต่เนื่องจากแรงดึงดูดของโลกทำให้ตกลงมาตรงส่วนล่างต่ำสุดของทรงกระบอก อีกแรงหนึ่งเกิดขึ้นจากการเกิด Cascading ของแท่งเหล็กภายในหม้อบดทำให้เกิดการบดแร่ ซึ่งจะควบคุมได้โดยการปรับความเร็วของการหมุนของทรงกระบอก ถ้าหมุนเร็วจะทำให้เกิดการบดได้ในอัตราส่วนสูงจากแรง Shear Impact โดยการตกตัวของลูกป้อนที่อยู่ภายใน แต่ถ้าการหมุนของหม้อบดช้าเกินไปก็เกิดเฉพาะการขัดถู เช่น การกลิ้งตัว การลื่นไถลของแร่ที่จะบดทำให้แร่ที่ถูกบดมีส่วนละเอียดมากเกินไป ตามทฤษฎีแล้ว ความเร็วของการบดแร่จะต้องเป็นความเร็ววิกฤต (Critical Speed) ซึ่งกำหนดว่าเป็นความเร็วที่แรงเหวี่ยงและแรงดึงดูดกระทำต่อแร่ที่จะบดภายในอยู่ในภาวะสมดุล หากเกินไปจากนี้จะทำให้แร่เกิดการเหวี่ยงตัวไปติดอยู่กับผนังภายในทรงกระบอก (Liner) ความเร็ววิกฤตสำหรับเครื่องบดสามารถคิดได้จากสมการ

$$N_c = \frac{54.2}{r^{0.5}}$$

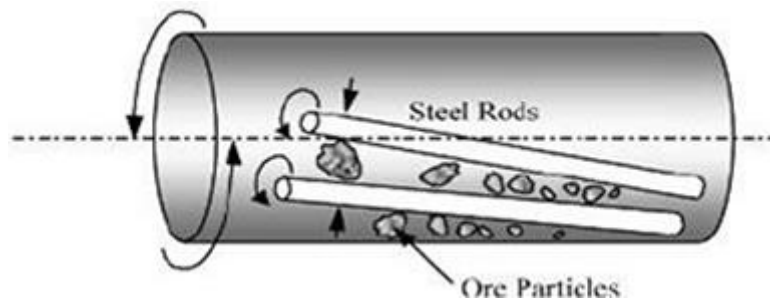
เมื่อ N_c = ความเร็ววิกฤต (รอบต่อนาที)
 r = รัศมีภายในของทรงกระบอก (ฟุต)

ในทางปฏิบัติ ความเร็วของเครื่องบดสำหรับบดอย่างหยาบ นิยมใช้เป็น 80 - 90% ของความเร็ววิกฤต เพราะเกิดการหล่นตัวอย่างอิสระ (Free Falling) ทำให้เกิด Cascading Action ซึ่งเกิดแรง Impact กับแร่ที่จะบด ส่งผลดีต่อการบดแร่ ส่วนการบดอย่างละเอียดควรมีความเร็วเป็น 60 - 70% ของความเร็ววิกฤต (รูปที่ 3.16) (กรมทรัพยากรธรณี, 2527)

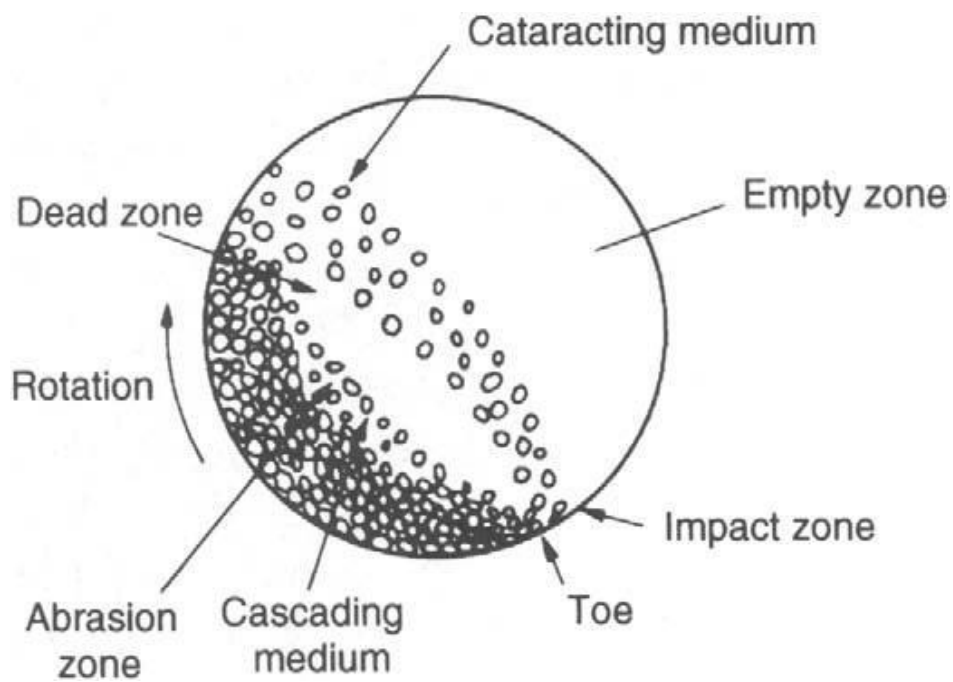
ในการศึกษานี้จะใช้เครื่องบดแร่แบบบดด้วยท่อนเหล็ก (Rod Mill) ขนาดเส้นผ่าศูนย์กลางภายใน 15.5 เซนติเมตรและความยาวภายใน 28 เซนติเมตร โดยใช้แท่งบดขนาดเส้นผ่าศูนย์กลาง 2.5 เซนติเมตร ยาว 27 เซนติเมตร (รูปที่ 3.17)



รูปที่ 3.14 แสดงส่วนประกอบของเครื่องบดแร่แบบบดด้วยท่อนเหล็ก (Rod Mill) (กรมทรัพยากรธรณี, 2527)



รูปที่ 3.15 แสดงการบดแร่ของแท่งเหล็กภายในเครื่องบดแร่แบบบดด้วยท่อนเหล็ก (Rod Mill) (กรมทรัพยากรธรณี, 2527)



รูปที่ 3.16 แสดงการบดภายในเครื่องบดแร่แบบบดด้วยท่อนเหล็ก (Rod Mill) (กรมทรัพยากรธรณี, 2527)



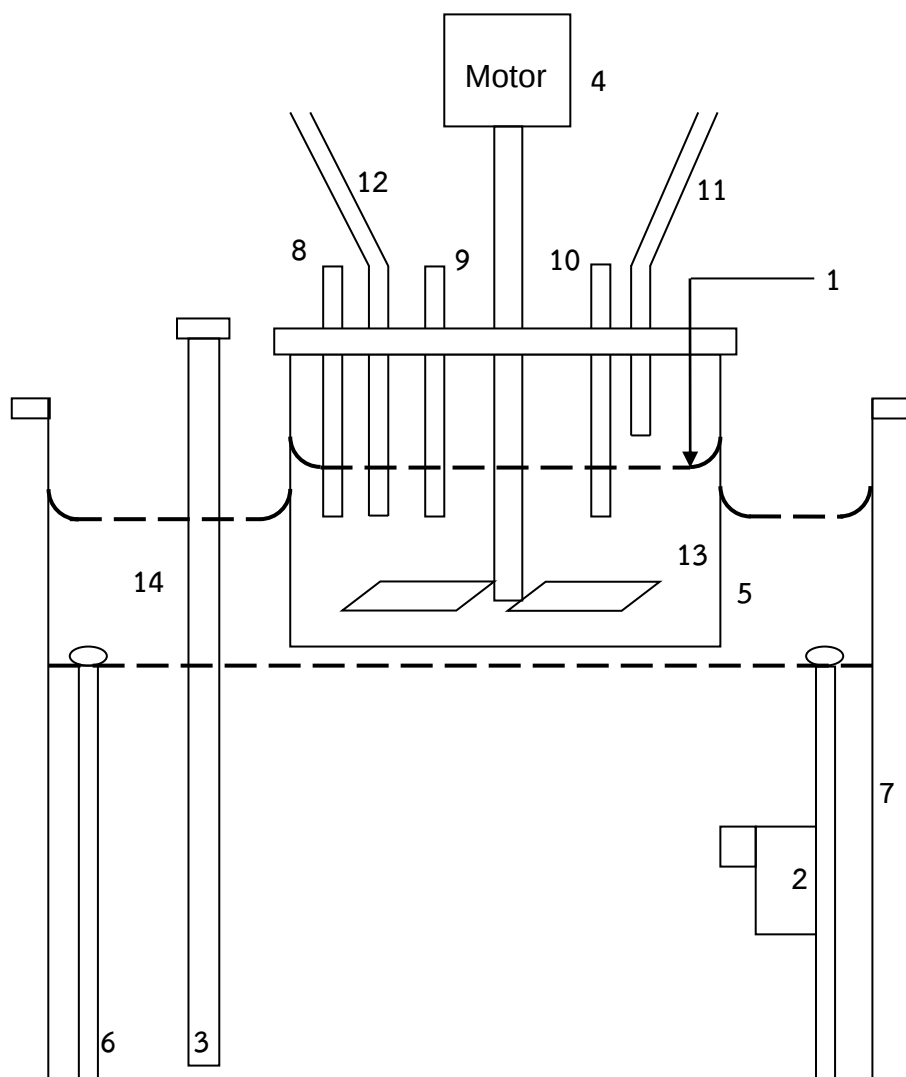
รูปที่ 3.17 แสดงเครื่องบดแร่แบบบดด้วยท่อนเหล็ก (Rod Mill) ที่ใช้ในการทดลอง

3.2 อุปกรณ์ที่ใช้ในการสกัดแร่ทองคำ

การสกัดทองคำด้วยสารละลายไซยาไนด์มีการจัดเตรียมอุปกรณ์ตามที่แสดงในรูปที่ 3.18 ประกอบด้วยถังสกัดแร่ ถังบรรจุน้ำควบคุมอุณหภูมิ แท่งความร้อนปรับอุณหภูมิได้ เทอร์โมมิเตอร์ ป้อนน้ำ ไบวอนพร้อมมอเตอร์ pH มิเตอร์และแท่งวัด (Probe) ออกซิเจนมิเตอร์และแท่งวัด (Probe) ไนโตรเจน ป้อนอากาศ เป็นอุปกรณ์ที่สำคัญ โดยเหตุที่แร่ซัลไฟด์ที่เป็นองค์ประกอบหลักของตัวอย่างที่ใช้ในการศึกษาจะส่งผลเสียต่ออุปกรณ์ตรวจวัดปริมาณไซยาไนด์ ทำให้ค่าที่อ่านได้คลาดเคลื่อนจากความเป็นจริง จึงมีความจำเป็นต้องตรวจสอบปริมาณไซยาไนด์ที่เหลืออยู่ในสารละลายด้วยการใช้บิวเรตต์ ทำการไทเทรตสารละลายที่เก็บได้ด้วยปิเปตต์ระหว่างกระบวนการสกัดทองคำกับสารละลายซิลเวอร์ไนเตรต

ค่าความเข้มข้นของออกซิเจน ค่าความเป็นกรดต่างในส่วนผสมของแร่และสารละลาย ที่อุณหภูมิการทดลองประมาณ 30 °C จะถูกตรวจสอบทุก 0.5 ชั่วโมง เพื่อปรับตั้งค่าให้มีความคงที่ตามที่ได้กำหนดไว้ก่อนเริ่มทำการทดลอง

สำหรับค่าความเป็นกรดต่าง เนื่องจากตัวอย่างเป็นแร่ซัลไฟด์ซึ่งจะมีส่วนทำให้ส่วนผสมสารละลายเปลี่ยนสภาพกลายเป็นกรดตลอดเวลา จำเป็นต้องปรับค่าความเป็นกรดต่างด้วยปูนขาว ให้ค่าความเป็นกรดต่างอยู่ในย่านของความเข้มข้นตามที่กำหนด ส่วนค่าความเข้มข้นของออกซิเจนที่ละลายอยู่ในสารละลายจะใช้ปั๊มลมเติมอากาศเช่นเดียวกับอุณหภูมิของส่วนผสมที่ควบคุมด้วยแท่งความร้อนที่ปรับอุณหภูมิได้ ควบคู่กับปั๊มหมุนเวียนน้ำและการเปลี่ยนถ่ายน้ำเข้าออกจากถังบรรจุน้ำควบคุมอุณหภูมิ โดยมีหลักการทำงานของอุปกรณ์ที่สำคัญ ดังนี้



- 1) ช่องป้อนปูนขาวและไซยาไนด์ 2) ป้อนน้ำ 3) แท่งความร้อนปรับอุณหภูมิได้ 4) ใบกวนพร้อมมอเตอร์
 5) ถังสกัดแร่ 6) ขาดังถังสกัดแร่ 7) ถังบรรจุน้ำควบคุมอุณหภูมิ 8) pH Probe 9) Oxygen Probe
 10) Thermometer 11) ท่อส่งไนโตรเจน 12) ท่ออากาศ 13) ส่วนผสมแร่และสารละลาย 14) น้ำ

รูปที่ 3.18 แสดงแบบร่างการจัดเรียงอุปกรณ์ที่ใช้ในการสกัดทองคำด้วยสารละลายไซยาไนด์

3.2.1 pH มิเตอร์ (pH Meter)

หลักการการวัด pH คือ การวัดสภาพความเป็นกรดหรือเป็นด่างของสารละลาย ที่มีน้ำเป็นตัวทำละลาย (Aqueous Solution) โดยใช้หลักการ Electrochemistry โดยวัดความต่างศักย์ที่เกิดขึ้น (Potential) ระหว่างอิเล็กโทรดอ้างอิง (Reference Electrode) กับอิเล็กโทรดตรวจวัด (Sensing Electrode) ความต่างศักย์ที่เกิดขึ้นจากจำนวนของไฮโดรเจนไอออน (H^+) ความต่างศักย์ที่เกิดจากไอออน (Ionic Potential) จะถูกเปลี่ยนให้เป็นความต่างศักย์ทางไฟฟ้า (Electronic Potential) แล้วขยายให้มีความต่างศักย์สูงขึ้นด้วยเครื่อง pH มิเตอร์ (Potentiometer)

pH มิเตอร์ คือ เครื่องมือทางไฟฟ้าที่ใช้วัด pH ของสารละลาย โดยหลักการวัดความต่างศักย์ (Potentiometer) ประกอบด้วยส่วนสำคัญ 2 ส่วน ที่ทำให้เครื่องสามารถทำงานได้ครบวงจร ส่วนประกอบทั้ง 2 คือ อิเล็กโทรด และตัวเครื่อง

1) อิเล็กโทรด ทำหน้าที่เป็นภาคตรวจรับ ความเข้มข้นของไฮโดรเจนไอออนในสารละลายที่ pH 7 (Standard pH Buffer) ความต่างศักย์ระหว่างอิเล็กโทรดทั้ง 2 คือ อิเล็กโทรดอ้างอิงกับอิเล็กโทรดตรวจวัด จะมีค่าความต่างศักย์เท่ากับศูนย์มิลลิโวลต์ (0 MV) ถ้าความเข้มข้นของไฮโดรเจนไอออนเพิ่มขึ้นหรือลดลง ความต่างศักย์ก็จะเพิ่มขึ้นหรือลดลงตามความเข้มข้นของ ไฮโดรเจนไอออนในสารละลายนั้น โดยมีอิเล็กโทรดเป็นตัวทำหน้าที่รับสัญญาณ

2) ตัวเครื่อง pH มิเตอร์ ก็คือ Potentiometer หรือ Volt Meter ทำหน้าที่สำคัญ 3 ประการ คือ

2.1) ปรับความต่างศักย์ให้กับอิเล็กโทรดอ้างอิง ให้มีค่าความต่างศักย์เป็นศูนย์และคงที่

2.2) แปลงสัญญาณจากความต่างศักย์ของไอออนของอิเล็กโทรดให้เป็นความต่างศักย์ทางไฟฟ้า

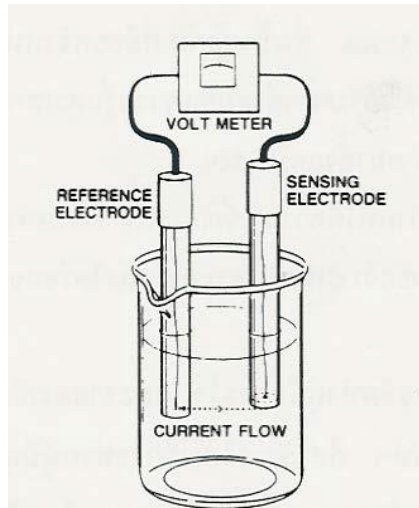
2.3) ขยายสัญญาณค่าความต่างศักย์ทางไฟฟ้า ให้เพิ่มมากขึ้นอย่างเพียงพอให้แสดงผลที่มิเตอร์แบบเข็มหรือตัวเลข (รูปที่ 3.19)

อิเล็กโทรดปัจจุบันส่วนใหญ่เป็น Combination pH Electrode ซึ่งออกแบบไว้ให้สะดวกในการใช้งาน โดยรวมส่วนของ Reference Electrode และ Sensing Electrode มาอยู่ด้วยกัน

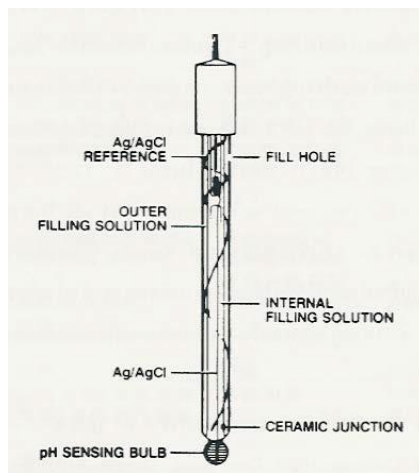
Sensing Electrode หรือ อิเล็กโทรดตรวจวัด ทำด้วยแก้วชนิดพิเศษที่ยอมให้เฉพาะไฮโดรเจนไอออน (H^+) ผ่าน ส่วนใหญ่ออกแบบเป็นรูปกระเปาะ ภายในบรรจุ Buffer เอาไว้ แต่มีบางประเภทเป็นรูปอื่น เช่น รูปเข็มทุกชนิดจะเหมือนกันตรงบริเวณที่ไฮโดรเจนไอออนผ่านผิวแก้วจะบางมาก

Reference Electrode หรือ อิเล็กโทรดอ้างอิง ทำหน้าที่ให้ศักย์ไฟฟ้าที่เกิดขึ้นที่ขั้วตรวจวัดเดินครบวงจร โดย KCl ชนิด อิ่มตัวที่อยู่ในอิเล็กโทรดอ้างอิงซึมผ่านออกมาเป็น Salt Bridge เชื่อม Sensing Electrode (รูปที่ 3.20) (Science Tech Co., Ltd., 2018)

ในที่นี้จะใช้เครื่องมือวัดความเป็นกรดต่าง (pH มิเตอร์) ยี่ห้อ Metrohm รุ่น 781 pH/Ion Meter ติดตั้งแท่งตรวจวัดความเป็นกรดต่าง (Probe) ไร้บนฝาปิดถึงสกัดโดยปลายของแท่งตรวจวัดจะจมอยู่ในของผสมแร่กับสารละลายไซยาไนด์ เพื่อตรวจวัดค่าความเป็นกรดต่างตลอดเวลาการทดลอง เนื่องจากไซยาไนด์ต้องการสภาวะความเป็นด่างของสารละลาย เพื่อให้สามารถคงตัวอยู่ได้ในสารละลาย pH มิเตอร์จึงจะทำงานในช่วง pH ตั้งแต่ 7 – 12 (รูปที่ 3.21)



รูปที่ 3.19 ส่วนประกอบของ pH มิเตอร์ (Science Tech Co., Ltd., 2018)



รูปที่ 3.20 ส่วนประกอบของ Combination pH Electrode (Science Tech Co., Ltd., 2018)



รูปที่ 3.21 pH มิเตอร์ ยี่ห้อ Metrohm รุ่น 781 pH/Ion Meter

3.2.2 ออกซิเจนมิเตอร์ (Oxygen Meter)

Analog Oxygen Meter ถูกใช้ในการวัดค่าความเข้มข้นของออกซิเจนที่ละลายอยู่ในส่วนผสม โดยใช้หลักการจ่ายศักย์ทางไฟฟ้าผ่านหัวอ่านสัญญาณ (Sensor) ชนิด Polarographic Membrane ภายในแท่ง Electrode ในการศึกษานี้ จะใช้ออกซิเจนมิเตอร์แบบพกพาที่มีแท่งวัดส่งสัญญาณเพื่อไปประมวลผลที่ตัวเครื่อง ยี่ห้อ JPB รุ่น 70A ซึ่งสามารถทำการวัดค่าความเข้มข้นของออกซิเจนที่ละลายในสารละลายได้ตั้งแต่ 0 – 20 ppm และสามารถทนอุณหภูมิได้สูงถึง 40 °C โดยมีค่าความเที่ยงตรงที่ ± 0.3 ppm (รูปที่ 3.22)

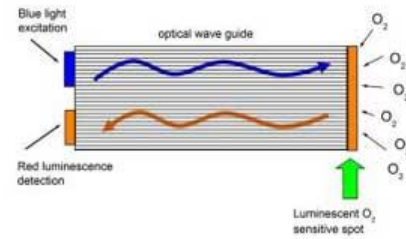
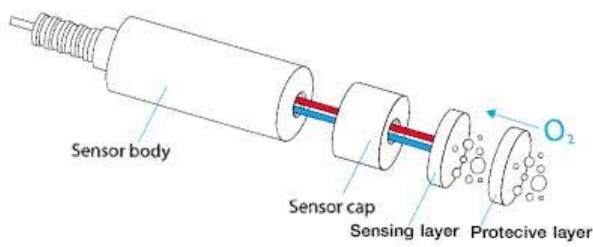


รูปที่ 3.22 ออกซิเจนมิเตอร์ ยี่ห้อ JPB รุ่น 70A

เซนเซอร์วัดออกซิเจนในน้ำ มีอยู่ 2 ประเภท คือแบบ Optical Sensors และ Electrochemical Sensors โดยมีหลักการวัดที่แตกต่างกันดังนี้

1) Optical Sensors

เซนเซอร์วัดออกซิเจนในน้ำแบบ Optical เป็นเซนเซอร์ที่ไม่ต้องใช้สารละลายอิเล็กโทรไลต์ (Electrolyte) ในการวัดค่าออกซิเจนในน้ำ (Dissolved oxygen) โดยใช้หลักการ Luminescent ในการวัดค่าออกซิเจนในน้ำ (Dissolved oxygen) ทำให้ผลการวัดออกซิเจนในน้ำเสถียร และแม่นยำ นอกจากนั้นยังมีอายุการใช้งานที่ยาวนาน การดูแลรักษาง่าย แต่เซนเซอร์แบบ Optical นั้นมีราคาสูงมาก (รูปที่ 3.23)



รูปที่ 3.23 เซนเซอร์วัดออกซิเจนในน้ำแบบ Optical (LEGA Corporation Co., Ltd., 2016)

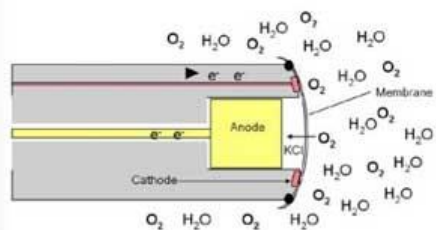
2) Electrochemical Sensors

เซนเซอร์วัดออกซิเจนในน้ำแบบใช้หลักการเคมีไฟฟ้า (Electrochemical) ภายใน Probe วัดที่มีขั้วแคโทด ขั้วแอโนด สารละลายอิเล็กโทรไลต์ (Electrolyte) และ Membrane เยื่อหุ้ม Probe (รูปที่ 3.24) มี 2 ประเภทดังนี้

2.1) Galvanic Sensors: ใช้ตะกั่วกับทอง หรือตะกั่วกับเงิน เป็นขั้วแคโทด

เซนเซอร์วัดออกซิเจนในน้ำแบบ Galvanic Cell เป็นเซนเซอร์ที่ใช้หลักการ polarize สร้างกระแสไฟฟ้าได้ด้วยตัวเอง (Self-Polarizing Amperometric Cell) ดังนั้นเซนเซอร์แบบ Galvanic Cell จึงไม่ต้องใช้แบตเตอรี่

2.2) Polarographic Sensors: ใช้โลหะเช่น ทอง ทองคำขาว (Platinum) หรือ พัลลาเดียม เป็นขั้วแคโทด เซนเซอร์วัดออกซิเจนในน้ำแบบ Polarographic Cell ใช้แรงดันไฟฟ้าจากภายนอก(แบตเตอรี่) เพื่อเพิ่มแรงดันไฟฟ้าให้กับ Polarographic Cell (LEGA Corporation Co., Ltd., 2016)



รูปที่ 3.24 เซนเซอร์วัดออกซิเจนในน้ำแบบใช้หลักการเคมีไฟฟ้า (LEGA Corporation Co., Ltd., 2016)

3.2.3 แท่งความร้อนปรับอุณหภูมิได้ (Aquarium Heater)

เป็นแท่งให้ความร้อนสามารถจุ่มอยู่ในน้ำได้ แท่งให้ความร้อนนี้จะรับพลังงานจากกระแสไฟฟ้าเปลี่ยนเป็นความร้อนเมื่อมีกระแสไฟฟ้าไหลผ่าน น้ำที่อยู่ล้อมรอบจะร้อนขึ้น จึงต้องมีการกวนน้ำที่ล้อมรอบตลอดเวลา เพื่อให้อุณหภูมิของน้ำร้อนขึ้นอย่างสม่ำเสมอทั่วกัน เมื่ออุณหภูมิของน้ำทั้งหมดสูงถึงจุดที่กำหนด แท่งให้ความร้อนจะปิดการรับกระแสไฟฟ้าโดยอัตโนมัติทำให้สามารถควบคุมอุณหภูมิได้ตามต้องการ

โดยทั่วไปอัตราการให้ความร้อนจะอยู่ที่ประมาณ 2 – 5 Watt ต่อน้ำ 4 ลิตร แท่งความร้อนปรับอุณหภูมิได้นี้จะทำหน้าที่อุ่นน้ำที่อยู่ในถังปรับอุณหภูมิ (Water Bath) ที่บรรจุน้ำล้อมรอบถังสกัด (Leaching Vessel) โดยติดตั้งแท่งวัดอุณหภูมิแบบ Digital ไว้ที่ฝาปิดถังสกัดเพื่อให้ง่ายต่อการตรวจสอบอุณหภูมิให้เป็นไปตามที่กำหนด ในการทดลองนี้ใช้แท่งความร้อนปรับอุณหภูมิได้ยี่ห้อ SOBO รุ่น 304 ขนาด 200 Watt (รูปที่ 3.25 ก) ซึ่งใช้ควบคู่กับมาตรวัดอุณหภูมิแบบดิจิตอลยี่ห้อ WEIPRO รุ่น MT-10 ซึ่งจะแสดงอุณหภูมิตั้งแต่ -19 °C จนถึง 70 °C และอ่านค่าอุณหภูมิได้ในระดับทศนิยม 1 ตำแหน่ง โดยมีความเที่ยงตรงอยู่ที่ ± 1 °C และความไวในการเปลี่ยนค่าอุณหภูมิที่ 10 วินาที (รูปที่ 3.25 ข)



ก)



ข)

รูปที่ 3.25 ก) แท่งความร้อนปรับอุณหภูมิได้ (Aquarium Heater) ข) มาตรวัดอุณหภูมิแบบดิจิตอล

3.2.4 ถังสกัดแร่ (Leaching Vessel)

เป็นถังพลาสติกขนาด 3.22 ลิตรมีฝาเกลียวปิดสนิทมีขนาดเส้นผ่าศูนย์กลาง 16 เซนติเมตร และสูง 16 เซนติเมตร ถังกวนเป็นพลาสติกใส สามารถมองเห็นสถานะการกวนส่วนผสมในระหว่างสกัดได้ โดยที่ฝาปิดของถังสกัดจะเจาะรูขนาดต่าง ๆ ตามขนาดของแท่งวัดอุณหภูมิ แท่งวัด pH แท่งวัดออกซิเจน ท่อไนโตรเจน ท่ออากาศ แกนใบกวนส่วนผสม รูเปิดสำหรับเติมปูนขาว โซดาไฟ และบิวเรตต์ดูดสารละลาย สามารถเปิดออกได้เมื่อจำเป็น

ถังสกัดที่ได้บรรจุส่วนผสมของแร่และสารละลายตามปริมาณที่ต้องการแล้วจะถูกลอยอยู่ในถังบรรจุน้ำที่สามารถปรับอุณหภูมิได้ โดยมีระดับน้ำท่วมถึง $\frac{3}{4}$ ของความสูงของถังสกัด หากมีความจำเป็นสามารถเติมน้ำในถังปรับอุณหภูมิ (Water Bath) และลั่นออกที่ระดับนี้ เพื่อช่วยควบคุมอุณหภูมิของส่วนผสมขณะสกัดให้แน่นอนยิ่งขึ้น (รูปที่ 3.26)



- 1) แท่งความร้อนปรับอุณหภูมิได้ 2) ใบกวนพร้อมมอเตอร์ 3) ถังสกัดแร่ 4) ขาตั้งถังสกัดแร่
5) ถังบรรจุน้ำควบคุมอุณหภูมิ 6) pH Probe 7) Oxygen Probe 8) Thermometer 9) ท่อส่งไนโตรเจน
10) ท่ออากาศ 11) ช่องป้อนปูนขาวและไซยาไนด์ 12) ป้อนน้ำ

รูปที่ 3.26 ถังสกัดแร่ (Leaching Vessel)

3.2.5 ใบกวนแร่ (Two-Bladed Stirrer)

เพื่อป้องกันไม่ให้เกิดการปนเปื้อนในสารละลายจะใช้ใบพัดกวนส่วนผสมที่ทำจากโลหะ Stainless Steel ชนิดพิเศษทนการกัดกร่อน มีขนาดเส้นผ่าศูนย์กลางของแกนใบพัด 1 เซนติเมตร ยาว 40 เซนติเมตร ประกอบด้วย ใบกวน 4 ใบ ขนาดกว้าง 1 เซนติเมตร ยาว 3 เซนติเมตร ทำมุมเอียงกับแนวระนาบ 45 องศา (รูปที่ 3.27 ก) กวน และยกมวลของแร่ขึ้นสู่ด้านบนขณะกวน ตั้งความห่างของใบพัดจากกันของถังสกัดประมาณ 1 เซนติเมตร กวนด้วยความเร็วประมาณ 500 รอบต่อนาที ซึ่งได้รับการตรวจสอบแล้วว่าไม่ทำให้เกิดการสะสมตัวของแร่ที่ก้นหรือขอบของถังผสม ความเร็วรอบของการกวนถูกควบคุมโดยมอเตอร์ยี่ห้อ JANKE & KUNKEL รุ่น RW 20 DZM 230 Volt 50 Hz 67 Watt สามารถปรับความเร็วรอบของการกวนได้ (รูปที่ 3.27 ข)



ก)

ข)

รูปที่ 3.27 ก) ใบกวนแร่ (Two-Bladed Stirrer) ข) มอเตอร์

3.2.6 เครื่องวิเคราะห์ปริมาณธาตุโดยอาศัยการเรืองแสงของรังสีเอกซ์ (X-Ray Fluorescence, XRF)

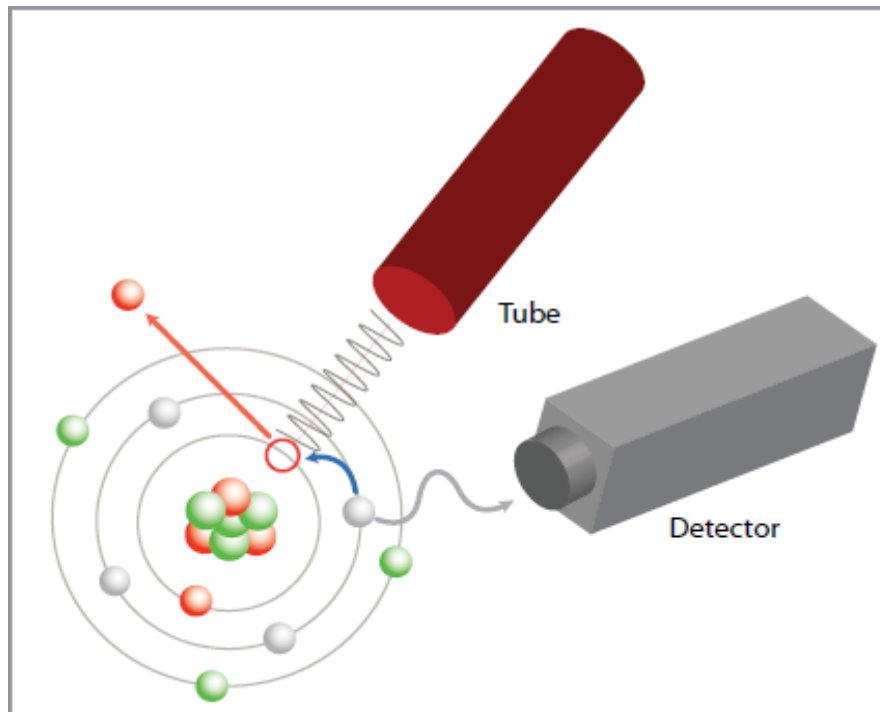
ในการศึกษานี้จะใช้เครื่องมือวิเคราะห์ปริมาณธาตุที่เกิดจากกระบวนการทดลองขั้นตอนต่างๆ ด้วยเครื่องวิเคราะห์ปริมาณธาตุโดยอาศัยการเรืองแสงของรังสีเอกซ์ (X-Ray Fluorescence, XRF) แบบพกพาของ OLYMPUS (รูปที่ 3.28) ซึ่งรังสีเอกซ์เป็นรังสีแม่เหล็กไฟฟ้า ที่มีความยาวคลื่นในช่วง 10 ถึง 0.01 นาโนเมตร ตรงกับความถี่ในช่วง 30 ถึง 30,000 พิก้า เฮิร์ตซ์ (1015 เฮิร์ตซ์) ในเบื้องต้นมีการใช้รังสีเอกซ์สำหรับถ่ายภาพเพื่อการวินิจฉัยโรค และงานผลึกศาสตร์ รังสีเอกซ์เป็นการแผ่รังสีแบบแตกตัวเป็นไอออน และมีอันตรายต่อมนุษย์ โดยปกติการวิเคราะห์ธาตุจะเรียกรังสีเอกซ์ตามขนาดของพลังงาน เช่น รังสีเอกซ์ 10 KeV (Kiloelectron Volt) การวิเคราะห์รังสีเอกซ์เรืองแสงใช้วิเคราะห์ทั้งคุณภาพและปริมาณ (Qualitative and Quantitative Analysis)

ทฤษฎีอิเล็กตรอน สมัยปัจจุบัน อธิบายถึงการเกิด รังสีเอกซ์ว่า ธาตุประกอบด้วยอะตอมจำนวนมากในอะตอมแต่ละตัวมีนิวเคลียสเป็นใจกลาง และมีอิเล็กตรอนวิ่งวนเป็นชั้นๆ ธาตุเบาจะมีอิเล็กตรอนวิ่งวนอยู่น้อยชั้น และธาตุหนักจะมีอิเล็กตรอนวิ่งวนอยู่หลายชั้น เมื่ออะตอมธาตุถูกยิงด้วยกระแสอิเล็กตรอน จะทำให้อิเล็กตรอนที่อยู่ชั้นในถูกชนกระเด็นออกมาวิ่งวนอยู่รอบนอกซึ่งมีภาวะไม่เสถียรและจะหลุดตกไปวิ่งวนอยู่ชั้นในอีก พร้อมกับปล่อยพลังงานออกในรูปรังสี (Photons หรือ Photoelectron) ทำให้เกิดรังสีเอกซ์เฉพาะตัว (Characteristic X-Ray) หรือ รังสีเอกซ์เรือง (Fluorescence X-Ray) แล้วแต่ชนิดของธาตุ เมื่อทำการวัดรังสีเอกซ์เรืองที่เกิดขึ้นด้วยเครื่องวัดรังสี (Detector) ดังรูปที่ 3.29 ความเข้มของรังสีเอกซ์เรืองแสงของธาตุที่วัดได้จะเป็นสัดส่วนโดยตรงกับปริมาณของธาตุนั้นในตัวอย่าง

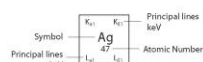
สำหรับเครื่องวิเคราะห์ปริมาณธาตุโดยอาศัยการเรืองแสงของรังสีเอกซ์ (X-Ray Fluorescence, XRF) แบบพกพาของ OLYMPUS ไม่สามารถจำแนกธาตุได้ชัดเจนสำหรับธาตุที่มีมวลอะตอมต่ำกว่า 18 ยกเว้นธาตุ 6 ชนิด ได้แก่ Mg Al Si P S Cl ที่มีปริมาณเพียงพอตามที่แสดงในรูปที่ 3.30 ทำให้ผลวิเคราะห์ XRF อาจแสดงค่า Light Element (LE) รวมของธาตุที่มีมวลอะตอมต่ำกว่า 18 ดังกล่าวได้



รูปที่ 3.28 ส่วนประกอบตัวเครื่อง XRF แบบพกพาของ OLYMPUS



รูปที่ 3.29 หลักการทำงานของเครื่อง XRF



รูปที่ 3.30 แสดง Limits of Detection ของเครื่องวิเคราะห์ปริมาณธาตุโดยอาศัยการเรืองแสงของรังสีเอกซ์ (X-Ray Fluorescence, XRF) แบบพกพาของ OLYMPUS

3.2.7 เครื่องวิเคราะห์ชนิดแร่ด้วยรังสีเอกซ์เลี้ยวเบน (X-Ray Diffractometer, XRD)

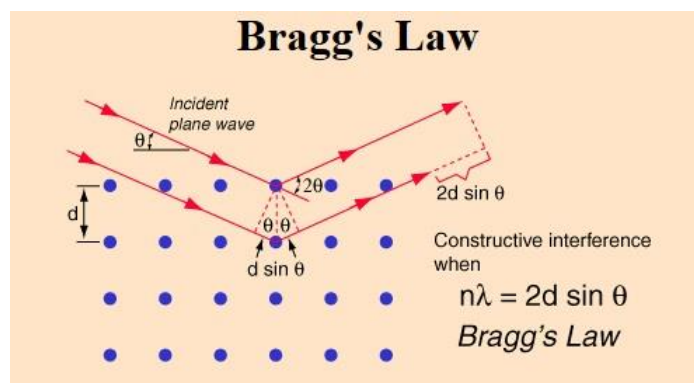
โดยปกติหน้าผิวของแร่มีลักษณะเป็นระนาบ (Plane) ซึ่งมีขนาดเล็กและขนานกันเป็นจำนวนมาก ระยะห่างระหว่างระนาบ (D-Spacing) ของแต่ละหน้าผิวจะมีค่าคงที่ ซึ่งเป็นคุณสมบัติเฉพาะของแต่ละชนิดแร่ เมื่อรังสีเอกซ์ปฐมภูมิชนิดต่าง ๆ จากหลอดรังสีเอกซ์มากระทบกับระนาบของผลึกแร่ จะเกิดการเลี้ยวเบนของรังสีตามสมการด้านล่าง (รูปที่ 3.31) ทำให้สามารถคำนวณหาระยะห่างระหว่างระนาบได้ โดยแสดงผลออกมาเป็นความเข้มของการนับ (Count) หรือยอด (Peak) การแปลค่าความหมายของความเข้มของการนับมุม 2θ และระยะห่างระหว่างระนาบสามารถทำได้โดยการเปรียบเทียบค่าดังกล่าวจาก Standard หรือข้อมูลทางคอมพิวเตอร์ ซึ่งเปรียบเทียบกันจนจำแนกชนิดแร่ที่นำมาวิเคราะห์ได้ ทั้งนี้ ในการศึกษาจะใช้เครื่องวิเคราะห์ชนิดแร่ด้วยรังสีเอกซ์เลี้ยวเบน (X-Ray Diffractometer) แบบพกพาของ OLYMPUS (รูปที่ 3.32)

$$n\lambda = 2d\sin\theta$$

โดย λ = ความยาวคลื่นของรังสีเอกซ์ปฐมภูมิ

d = ระยะห่างระหว่างระนาบ

θ = มุมที่เกิดจากการเลี้ยวเบน



รูปที่ 3.31 แสดงหลักการเลี้ยวเบนของรังสีเอกซ์



รูปที่ 3.32 เครื่องวิเคราะห์ชนิดแร่ด้วยรังสีเอกซ์เลี้ยวเบน (X-Ray Diffractometer) แบบพกพาของ OLYMPUS

3.2.8 เครื่องวัดการดูดกลืนแสงของอะตอม (Atomic Absorption Spectrophotometer: AAS)

เครื่องวัดการดูดกลืนแสงของอะตอม (Atomic Absorption Spectrophotometer: AAS) เป็นเครื่องมือวิเคราะห์หาปริมาณโลหะชนิดต่างๆ ที่อยู่ในรูปสารละลายไอออน เช่น Ca^{2+} Cu^{2+} Fe^{3+} Mn^{2+} Na^{+} และ Zn^{2+} เป็นต้น ตัวอย่างเช่น การหาปริมาณธาตุ Fe หรือ Mn ในตัวอย่างน้ำ การหาปริมาณธาตุ Na หรือ K ในตัวอย่างอาหาร เป็นต้น สารละลายตัวอย่างจะถูกส่งผ่านเข้าสู่เปลวไฟ (Flame) เพื่อทำให้เกิดกระบวนการแตกตัว โดยไอออนของโลหะจะแตกตัวอยู่ในรูปของออกไซด์ หรืออะตอมอิสระของธาตุ (Free Atom) ปฏิกิริยาการนี้จะทำให้อิเล็กตรอนของธาตุเกิดการเปลี่ยนแปลงระดับพลังงานจากสภาวะพื้น (Ground stage) ไปสู่สภาวะกระตุ้น (Excited stage) โดยอาศัยการดูดกลืนแสง (Absorption) ที่ความยาวคลื่นที่เฉพาะเจาะจง ซึ่งขึ้นอยู่กับชนิดของธาตุ เมื่อนำค่าความเข้มข้นเริ่มต้นของแสง (I_0) มาคำนวณผลกับค่าความเข้มข้นสุดท้ายหลังจากถูกดูดกลืนแสง (I_s) จะได้ค่าการดูดกลืนแสง (Absorbance, A) (รูปที่ 3.33) ที่เป็นสัดส่วนโดยตรงกับความเข้มข้นของสารละลายตามกฎของเบียร์-แลมเบิร์ต (Beer-Lambert law) ดังสมการ

$$A = k \cdot b \cdot C$$

A = ค่าการดูดกลืนแสง (Absorbance)

k = ค่าคงที่

b = ระยะทางที่แสงผ่านตัวอย่าง หรือความกว้างของเซลล์ (cm)

ถ้ากำหนดให้ C = ค่าความเข้มข้นของสารละลาย (กรัม/ลิตร หรือ g/L)

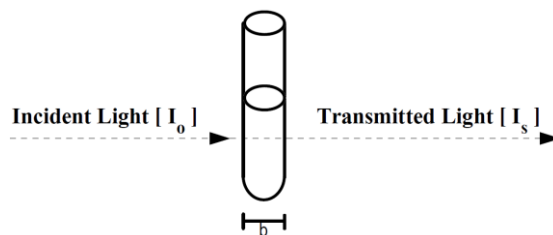
จะใช้ a = k = ค่าสัมประสิทธิ์การดูดกลืนแสง (absorptivity)

ในกรณีที่ หน่วยความเข้มข้นของสารละลายเป็นโมลาร์ หรือ โมล/ลิตร (Molar or mol/L)

จะเรียกค่าสัมประสิทธิ์การดูดกลืนแสงใหม่ว่า molar absorptivity ใช้สัญลักษณ์ ϵ แทนค่าคงที่ k และมีหน่วยเป็น ($\text{Lmol}^{-1}\text{cm}^{-1}$)

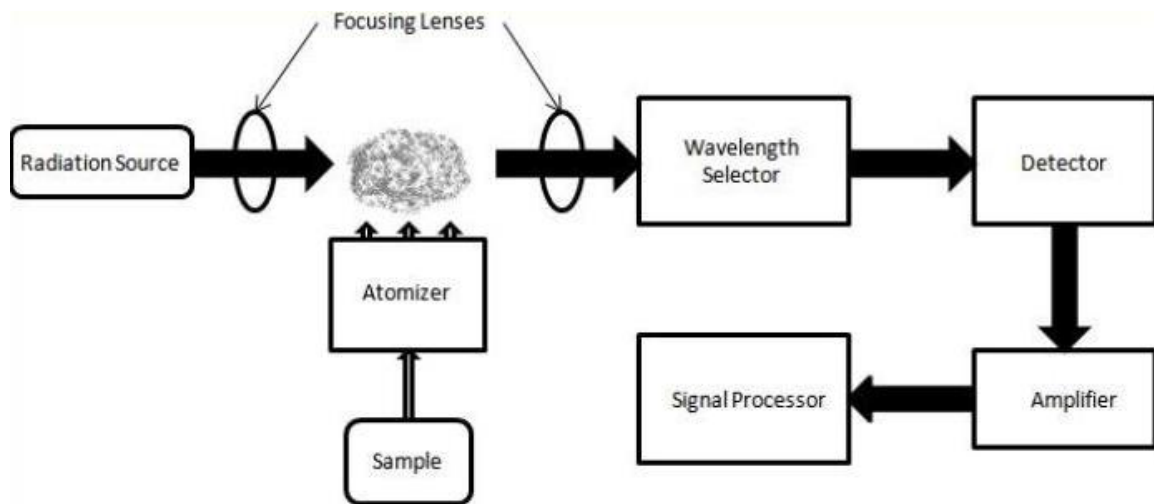
$$A = a \cdot b \cdot C \quad \text{หรือ} \quad A = \epsilon \cdot b \cdot c$$

ค่าสัมประสิทธิ์การดูดกลืนแสงของสารนี้ เป็นค่าเฉพาะตัวของสาร เช่น molar absorptivity ของ nicotinamide adenine dinucleotide (NADH) ที่ความยาวคลื่นแสง 340 นาโนเมตร เท่ากับ $6.22 \times 10^3 \text{ Lmol}^{-1}\text{cm}^{-1}$ หมายความว่า ถ้านำสารละลาย NADH ความเข้มข้น 1 โมล/ลิตร ไปวัดค่าการดูดกลืนแสงที่ความยาวคลื่นแสง 340 นาโนเมตร จะได้ค่าการดูดกลืนแสงเท่ากับ 6.22×10^3



รูปที่ 3.33 แสดงความเข้มของพลังงานแสงเมื่อเดินทางผ่านสารละลายเป็นระยะทาง b (สุพจนา, 2556)

หลักการทำงานของเครื่องวัดการดูดกลืนแสงของอะตอม จะต้องเปลี่ยนรูปของโลหะที่ปนอยู่ในสารละลายตัวอย่าง ให้กลายเป็นอะตอมอิสระโดยใช้พลังงานจากเปลวไฟด้วยส่วนสร้างอะตอม (Atomizer) อะตอมอิสระที่เกิดขึ้นจะดูดกลืนพลังงานแสงที่ได้จากแหล่งกำเนิดแสง (Radiation Source) หลังจากนั้นแสงที่ผ่านการดูดกลืนแล้ว จะถูกเลือกเฉพาะความยาวคลื่นที่จำเพาะกับธาตุแต่ละชนิด (Wavelength Selector) และถูกตรวจวัดด้วยส่วนวัดสัญญาณ (Detector) เพื่อเปลี่ยนจากสัญญาณแสงเป็นสัญญาณทางไฟฟ้า จากนั้นเข้าไปที่หน่วยขยายสัญญาณ (Amplifier) สิ้นสุดกระบวนการด้วยการประมวลผลด้วยคอมพิวเตอร์ (Signal Processor) ดังแสดงในรูปที่ 3.34



รูปที่ 3.34 แสดงหลักการทำงานของเครื่องวัดการดูดกลืนแสงของอะตอม (สุพจนานา, 2556)

องค์ประกอบที่สำคัญของเครื่องวัดการดูดกลืนแสงของอะตอม (AAS) แบ่งเป็น 5 ส่วน ได้แก่ (รูปที่ 3.35)

1) แหล่งกำเนิดแสง (Light Source) ส่วนใหญ่เป็น Hollow Cathode Lamp (HCL) และ Electrodeless Discharge Lamp (EDL) ซึ่งใช้เฉพาะบางธาตุเท่านั้น โดย HCL ใช้แรงเคลื่อนไฟฟ้าในช่วง 300-600 โวลต์ จะทำให้ก๊าซเฉื่อยที่บรรจุอยู่เกิดการแตกตัวเป็นไอออนบวก แล้วไอออนบวกจะวิ่งไปชน (Bombard) ธาตุที่ฉาบอยู่ที่แคโทด ทำให้อะตอมของธาตุนั้นๆ ถูกกระตุ้นและเปล่งแสงออกมาเป็นสเปกตรัมของธาตุนั้นๆ

2) ส่วนที่ทำให้เกิดอะตอมอิสระ (Atomizer Unit)/ ส่วนที่ทำให้ธาตุกลายเป็นอะตอมอิสระ (Atomizer) การวิเคราะห์ด้วยเทคนิคทาง AAS จะประสบความสำเร็จมากน้อยเพียงใดขึ้นอยู่กับปริมาณของอะตอมอิสระของธาตุที่ทำให้เกิดขึ้น เพราะอะตอมอิสระเป็นตัวดูดกลืนแสง โดยเลือกความยาวคลื่นที่เหมาะสมผ่านเข้าไป เพื่อให้ธาตุที่อยู่ในสารตัวอย่างที่จะวิเคราะห์แตกตัวเป็นอะตอมอิสระในสถานะพื้นได้มาก วิธีที่นิยมใช้กันในปัจจุบันได้แก่

2.1) Flame Atomization Technique

2.2) Flameless or Non-Flame Atomization Technique

2.3) Hydride Generation Technique

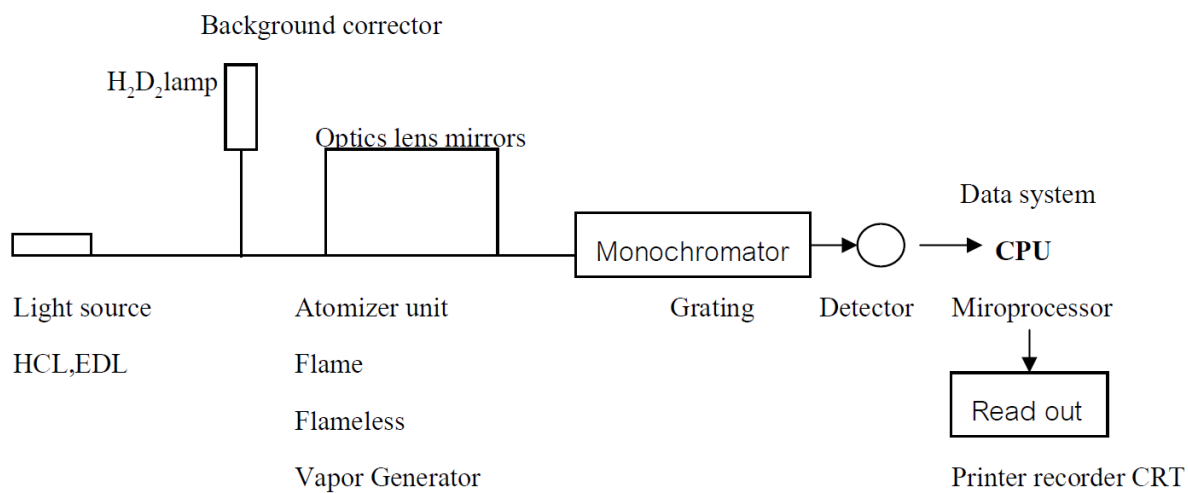
2.4) Cold Vapor Generation

3) ส่วนแยกแสง/ โมโนโครเมเตอร์ (Monochromator) โมโนโครเมเตอร์มีหน้าที่หลักคือ ทำการแยกแสงให้ได้ช่วงความยาวคลื่นตามที่ต้องการ โมโนโครเมเตอร์ที่มีกำลังการแยกเพียง 0.002-2 นาโนเมตรก็เพียงพอ

4) ส่วนวัดสัญญาณ (Detector) ที่ใช้กันโดยมากคือ Photomultiplier Tube (PMT) ซึ่งประกอบด้วย Photoemission cathode and dynodes หลายอันอยู่ภายในหลอดสุญญากาศ dynodes ทำให้เกิดอิเล็กตรอนจำนวนมาก PMT ใช้กับไฟฟ้ากระแสสลับกำลังไฟฟ้า 400 - 500 โวลต์ นอกจากนี้ระบบวัดสัญญาณอื่นๆ ที่น่าสนใจ ได้แก่ Photodiode Array (PDA) และ Charge Transfer Device (CTD)

5) ส่วนประมวลผลและอ่านผล (Data System and Readout Unit)

ในการทดลองนี้ใช้เครื่องวัดการดูดกลืนแสงของอะตอม (AAS) ยี่ห้อ SpectrAA รุ่น 220FS (รูปที่ 3.36)



รูปที่ 3.35 องค์ประกอบที่สำคัญของเครื่องวัดการดูดกลืนแสงของอะตอม (สุพจนา, 2556)



รูปที่ 3.36 เครื่องวัดการดูดกลืนแสงของอะตอม (AAS) ยี่ห้อ SpectrAA รุ่น 220FS

บทที่ 4

การดำเนินการศึกษา

ในการศึกษานี้จะนำตัวอย่างแร่จากแหล่ง Bo Sup Trup ที่ได้จากอุโมงค์ของแร่ในชั้น Primary Zone มาดำเนินการแต่งแร่ด้วยโต๊ะแยกแร่เพื่อเพิ่มความเข้มข้นและทิ้งหางแร่ที่ไม่มีแร่มีค่า หั่วแร่ที่ได้จากโต๊ะแยกแร่นำไปบดให้ได้ขนาดที่เหมาะสมเพื่อเข้าสู่กระบวนการสกัดทองคำด้วยสารละลายไซยาไนด์ (Cyanidation)

4.1 ขั้นตอนก่อนการสกัดทองคำด้วยสารละลายไซยาไนด์

4.1.1 การวิเคราะห์ตัวอย่างแร่

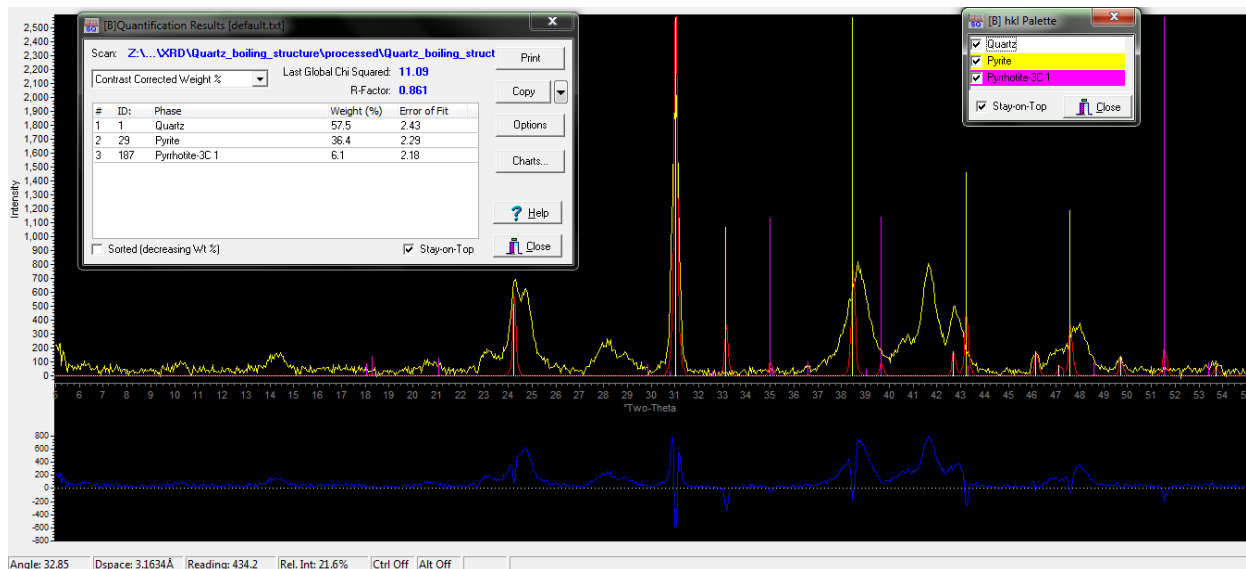
ตัวอย่างแร่ที่ได้เป็นแร่ดิบจากแหล่ง Bo Sup Trup ที่ได้จากอุโมงค์ของแร่ในชั้น Primary Zone โดยมีลักษณะแร่ตามรูปที่ 4.1 มีผลการวิเคราะห์ XRF และ XRD ตามตารางที่ 4.1 และรูปที่ 4.2 ตามลำดับ โดยรายละเอียดผลวิเคราะห์ XRF แสดงในภาคผนวก ก



รูปที่ 4.1 ลักษณะแร่ดิบจากแหล่ง Bo Sup Trup ประเทศกัมพูชา

ตารางที่ 4.1 แสดงผลวิเคราะห์ธาตุองค์ประกอบของแร่ดิบจากแหล่ง Bo Sup Trup ประเทศกัมพูชา

Si (%)	S (%)	Fe (%)	Mg (%)	Light Element (%)
43.53	9.52	9.19	1.30	35.69



รูปที่ 4.2 แสดงผลวิเคราะห์ชนิดของแร่ดิบจากแหล่ง Bo Sup Trup ประเทศกัมพูชาด้วยเครื่อง XRD

4.1.2 การบดหยาบ

1) นำตัวอย่างแร่ที่ผ่านการวิเคราะห์ XRF และ XRD แล้ว (รูปที่ 4.3) ปริมาณ 50 กิโลกรัม มาป้อนเข้าสู่เครื่องย่อยแร่แบบปากขบ (Jaw Crusher) และเครื่องย่อยแร่แบบลูกกลิ้ง (Roll Crusher)

2) คัดขนาดแร่ที่ผ่านเครื่องย่อยแร่แบบลูกกลิ้ง (Roll Crusher) แล้วด้วยตะแกรงมาตรฐานขนาด 20 เมช แร่ที่ค้างตะแกรงจะนำกลับไปย่อยผ่านเครื่องย่อยแร่แบบลูกกลิ้ง (Roll Crusher) และนำกลับมาคัดขนาดด้วยตะแกรงซ้ำจนไม่มีแร่เหลือค้างตะแกรง (รูปที่ 4.4)



รูปที่ 4.3 ลักษณะของแร่ก่อนเข้าสู่กระบวนการบดหยาบ



รูปที่ 4.4 ลักษณะแร่ภายหลังการผ่านการย่อยแร่ด้วยเครื่องย่อยแร่แบบลูกกลิ้ง (Roll Crusher)

4.1.3 การแต่งแร่ด้วยโต๊ะแยกแร่

1) นำแร่ที่ผ่านตะแกรงขนาด 20 เมช มาป้อนเข้าสู่โต๊ะแยกแร่เพื่อเก็บหัวแร่ใช้เป็นตัวอย่างในการทดลองสกัดทองคำด้วยสารละลายไซยาไนด์แบบสกัดตรง ลักษณะของหัวแร่บนโต๊ะแยกแร่และที่ผ่านการแต่งแร่ด้วยโต๊ะแยกแร่แสดงในรูปที่ 4.5 และ 4.6 ตามลำดับ น้ำหนักของหัวแร่และหางแร่ที่ผ่านการแต่งแร่ด้วยโต๊ะแยกแร่แสดงในตารางที่ 4.2 หัวแร่ที่ได้จากโต๊ะแยกแร่นำไปวิเคราะห์องค์ประกอบของธาตุด้วยเครื่อง XRF 2 เครื่อง ได้แก่เครื่อง XRF ยี่ห้อ OLYMPUS ของกรมอุตสาหกรรมพื้นฐานและการเหมืองแร่ (ตารางที่ 4.3) เปรียบเทียบกับเครื่อง XRF ยี่ห้อ Bruker ของบริษัท Siam Frit จำกัด (ตารางที่ 4.4) สำหรับผลวิเคราะห์องค์ประกอบของธาตุของหัวแร่ที่ได้จากโต๊ะแยกแร่ด้วยเครื่อง XRD แสดงในรูปที่ 4.7 ซึ่งในที่นี้เครื่อง XRF ยี่ห้อ OLYMPUS ไม่สามารถแสดงผลการวิเคราะห์ทองคำร่วมกับธาตุอื่นที่เป็นองค์ประกอบได้ จึงทำการวิเคราะห์ธาตุทองคำเพิ่มเติมด้วยเครื่องวัดการดูดกลืนแสงของอะตอม (AAS) พบว่าค่าเฉลี่ยของทองคำเท่ากับ 280.20 ppm แสดงดังรูปที่ 4.8 โดยรายละเอียดการวิเคราะห์แร่ทองคำด้วยเครื่อง XRF แสดงในภาคผนวก ก และรายละเอียดการวิเคราะห์แร่ทองคำด้วยเครื่อง AAS แสดงในภาคผนวก ข



รูปที่ 4.5 แสดงลักษณะหัวแร่บนโต๊ะแยกแร่



รูปที่ 4.6 แสดงลักษณะของหัวแร่ที่ผ่านการแต่งแร่ด้วยโต๊ะแยกแร่

ตารางที่ 4.2 ผลการแต่งแร่ด้วยโต๊ะแยกแร่

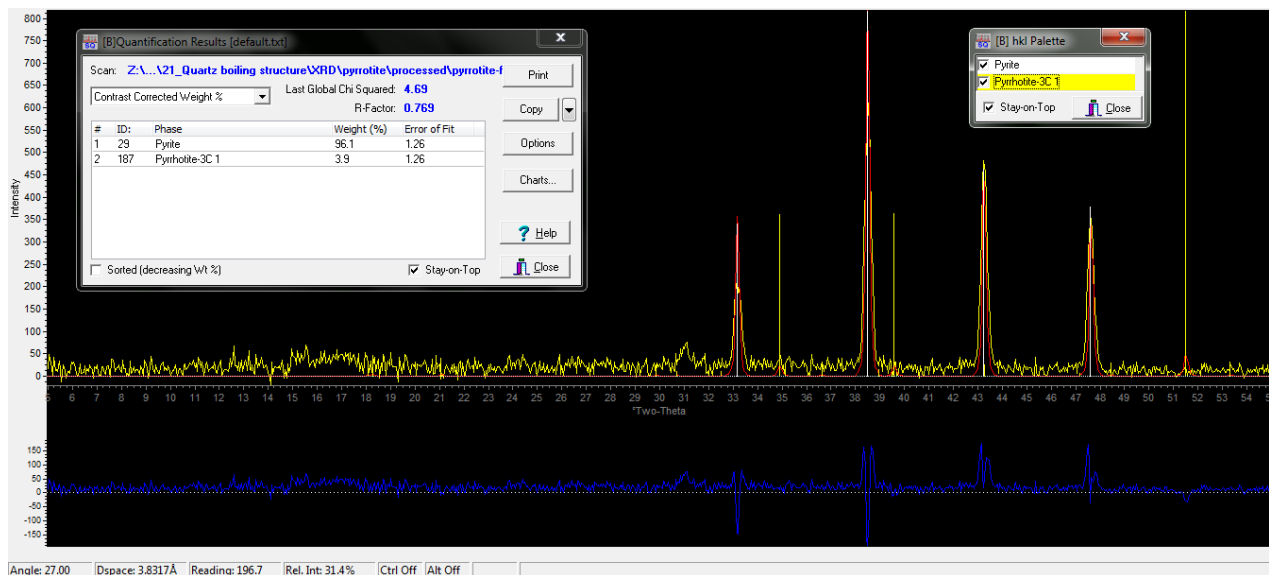
แร่ป้อน (กิโลกรัม)	หัวแร่ (กิโลกรัม)	หางแร่ (กิโลกรัม)
50	19	31

ตารางที่ 4.3 ผลวิเคราะห์องค์ประกอบของธาตุของหัวแร่ที่ได้จากโต๊ะแยกแร่ ด้วยเครื่อง XRF ยี่ห้อ OLYMPUS ของกรมอุตสาหกรรมพื้นฐานและการเหมืองแร่

Si (%)	S (%)	Fe (%)	Mg (%)	Light Element (%)
1.44	28.80	35.42	2.11	30.78

ตารางที่ 4.4 ผลวิเคราะห์องค์ประกอบของธาตุของหัวแร่ที่ได้จากโตะแยกแร่ ด้วยเครื่อง XRF ยี่ห้อ Bruker ของบริษัท Siam Frit จำกัด

องค์ประกอบ	ปริมาณ (ppm)	องค์ประกอบ	ปริมาณ (%)
Au	284	Ag	0.15
Zn	193	Fe	57.80
Cu	326	S	0.11
Mn	573	Si	12.60
As	190	Ca	0.23
Mg	609	Al	1.23
K	578	P	0.19
Ti	407		
Gd	874		



รูปที่ 4.7 แสดงผลวิเคราะห์ชนิดแร่ของหัวแร่ที่ได้จากโตะแยกแร่ด้วยเครื่อง XRD

Std 2 ppm	1.9102	0.2	0.0686	1.0000	1.0000
16	278.0757	0.3	0.5074	5.0000	25.000
17	284.7035	0.4	0.5412	5.0000	25.000
18	281.3425	0.5	0.5703	5.0000	25.000
19	283.4979	0.3	0.5908	5.0000	25.000
16	270.7550	0.5	0.5178	5.0000	25.000
19	282.7957	0.4	0.6071	5.0000	25.000

รูปที่ 4.8 ผลวิเคราะห์ธาตุทองคำด้วยเครื่องวัดการดูดกลืนแสงของอะตอม (AAS)

4.1.4 การบดละเอียด

หัวแร่จากโตะแยกแร่ประมาณ 1 กิโลกรัม ถูกนำมาบดในเครื่องบดแร่แบบบดด้วยท่อนเหล็ก (Rod Mill) ขนาดเส้นผ่าศูนย์กลางภายใน 15.5 เซนติเมตรและความยาวภายใน 28 เซนติเมตร โดยใช้แท่งบดขนาดเส้นผ่าศูนย์กลาง 2.5 เซนติเมตร ยาว 27 เซนติเมตร

ทำการบดโดยวิธีบดเปียก โดยใช้เวลานาน 1 ชั่วโมงที่ความเร็วรอบประมาณ 96 รอบต่อนาที ในน้ำ 667 มิลลิลิตร ที่ 60%Solid by weight

ส่วนผสมน้ำกับแร่ที่ผ่านการบดแล้วจะถูกล้างออกจากหม้อบดลงในถังสกัด ปรับ %Solid ให้เป็น 30%Solid ซึ่งจะประกอบด้วยแร่ 1 กิโลกรัมต่อน้ำ 2,333.33 มิลลิลิตร หัวแร่ที่ผ่านการแต่งแร่ด้วยโตะแยกแร่หลังผ่านการบดด้วยเครื่องบดแร่แบบบดด้วยท่อนเหล็ก (Rod Mill) แสดงในรูปที่ 4.9

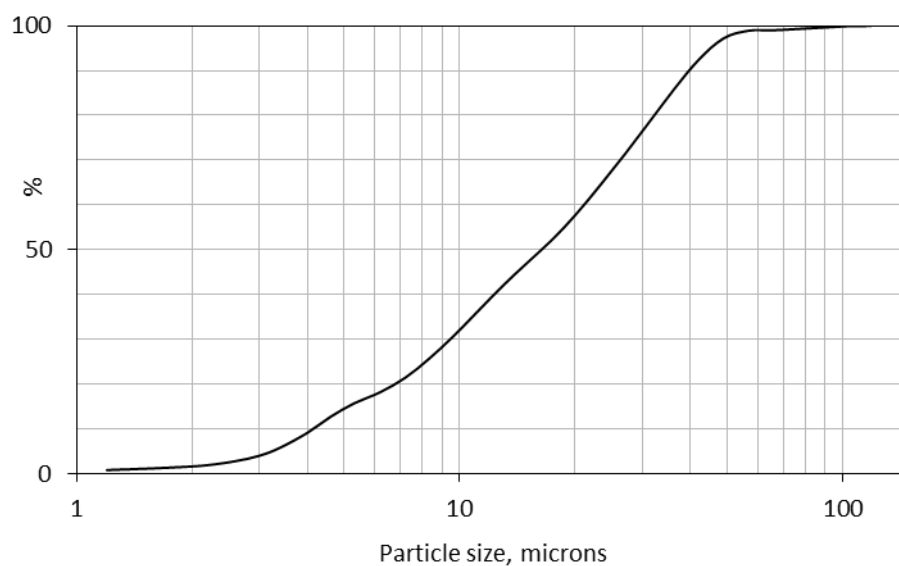
นำแร่ที่ผ่านการบดปริมาณ 5 กรัม มาตรวจสอบการกระจายตัวของเม็ดแร่ภายหลังการบดด้วยเครื่องวิเคราะห์ขนาดวัตถุ Malvern Particle Size Analyzer (รูปที่ 4.10) พบว่าแร่จะมีขนาดเฉลี่ยมาตรฐานที่ 80% Passing เท่ากับ 32.3 ไมครอน และมีขนาดใหญ่ที่สุดที่ 118.4 ไมครอน (รูปที่ 4.11) รายละเอียดแสดงในภาคผนวก ค



รูปที่ 4.9 หัวแร่ที่ผ่านการแต่งแร่ด้วยโตะแยกแร่หลังผ่านการบดด้วยเครื่องบดแร่แบบบดด้วยท่อนเหล็ก (Rod Mill)



รูปที่ 4.10 Malvern Particle Size Analyzer



รูปที่ 4.11 แสดงร้อยละของน้ำหนักระบบที่มีขนาดเล็กกว่าขนาดที่ศึกษา (Cumulative % Passing)

4.2 ขั้นตอนการสกัดทองคำด้วยสารละลายไซยาไนด์

4.2.1 การเตรียมสถานะที่เหมาะสมของแร่ก่อนกระบวนการสกัดด้วยสารละลายไซยาไนด์ (Preconditioning)

วัตถุประสงค์เพื่อต้องการทำการสกัดทองคำที่สถานะต่าง ๆ ที่ถูกควบคุมให้คงที่ต่อช่วงเวลา จึงต้องเตรียมสถานะของส่วนผสมให้มีสภาพที่ค่อนข้างเสถียรต่อการเปลี่ยนแปลงต่อสารเคมีก่อนเริ่มทำการสกัด โดยการกวนส่วนผสมร่วมกับน้ำเปล่าในถังสกัดที่ถูกวางอยู่ในตำแหน่งที่ถูกกำหนดไว้ตามรูปที่ 3.26 มีเพียงรูเดิมอากาศและแท่งวัด pH ติดตั้งอยู่บนฝาปิด

ในทางปฏิบัติแล้วการสกัดแร่ทองคำที่ปะปนอยู่ในแร่ซัลไฟด์ด้วยสารละลายไซยาไนด์จำเป็นต้องผ่านกระบวนการปรับเปลี่ยนสภาพแร่ทางอุตสาหกรรม (Pre-Treatment) อย่างหนึ่งอย่างใดก่อนขึ้นอยู่กับชนิดของแร่ซัลไฟด์นั้น ๆ และความเหมาะสมในด้านต่าง ๆ ของกระบวนการที่ใช้ ได้แก่ สภาพเศรษฐกิจ ขนาดของกำลังการผลิต สภาพแวดล้อมของเหมือง ฯลฯ เป็นต้น

4.2.1.1 กระบวนการเปลี่ยนสภาพของแร่ทองคำซัลไฟด์ (Oxidation of Sulphide Minerals)

ตามที่ได้ทำการศึกษาเบื้องต้นพบว่าการทดลองที่แสดงให้เห็นว่าสามารถทำการสกัดตรง (Direct Cyanidation) แก่แร่ซัลไฟด์ได้ แต่เนื่องจากการทดลองนี้มีวัตถุประสงค์ที่จะศึกษาการเก็บหัวแร่ทองคำภายใต้การควบคุมสภาวะ เครื่องมือที่จะอ่านค่าประกอบด้วยออกซิเจนมิเตอร์ pH มิเตอร์ ซึ่งจะต้องทำงานในช่วงที่สามารถวัดค่าได้ จึงต้องทำการเตรียมสภาพที่ค่อนข้างเสถียรต่อการเปลี่ยนแปลงต่อสารเคมีของแร่เบื้องต้น

เนื่องจากซัลไฟด์จะทำปฏิกิริยาอย่างต่อเนื่องกับออกซิเจนที่ละลายอยู่ในสารละลายและอากาศที่เติมเข้าไป มีการละลายที่จำกัด ผลการอ่านค่าความเข้มข้นของออกซิเจนพบว่าจะตกลงเป็น 0 ppm ในขณะที่เริ่มเตรียมแร่จึงต้องการเวลาพอสมควรในการเติมอากาศเข้าสู่ส่วนผสมเพื่อให้ออกซิเจนทำปฏิกิริยาเพียงพอต่อแร่ซัลไฟด์บางจำพวกที่มีอยู่ในตัวอย่าง ให้ออกซิเจนมีค่าคงที่ตามที่กำหนดจึงต้องเติมอากาศเข้าสู่ส่วนผสมในขณะที่ทำการวัดค่าความเข้มข้นของออกซิเจนที่ละลายอยู่ในส่วนผสมด้วย การเตรียมการดังกล่าวสามารถทำให้ค่าความเข้มข้นของออกซิเจนในส่วนผสมของแร่กับน้ำสูงขึ้นได้ 4 ppm ภายในเวลา 18 ชั่วโมง ซึ่งอากาศจะค่อย ๆ ทำให้แร่ซัลไฟด์เสถียรอย่างช้า ๆ เหมาะต่อการปรับค่าความเข้มข้นในการละลายของออกซิเจนตามที่กำหนด โดยมีก๊าซไนโตรเจนป้องกันการละลายของออกซิเจนลงไปที่ผิวของส่วนผสม การเปลี่ยนแปลงขึ้นลงของระดับความเข้มข้นของออกซิเจนที่ละลายอยู่ในส่วนผสมจากค่าที่กำหนดจะมีความเสถียรมากยิ่งขึ้น ช่วยต่อการควบคุมในระหว่างดำเนินการทดลอง

4.2.1.2 การปรับค่าความเป็นกรดต่าง (pH Adjustment)

ส่วนผสมของแร่กับน้ำก่อนเติมอากาศมีค่า pH ระหว่าง 6.0 - 6.1 หลังจากเติมอากาศแล้วค่า pH จะตกลงไปกับทุกการทดลองไปอยู่ที่ประมาณ 5.4 - 5.9 มีเพียงบางการทดลองที่ค่า pH สูงขึ้นถึง 6.3 ในที่นี้จะใช้ปูนขาวเป็นสารปรับค่า pH ให้สูงขึ้นไปสู่ค่าที่กำหนด

เพื่อป้องกันการเกิด Hydrolysis ของน้ำต่อไซยาไนด์ที่ใช้ ค่า pH จะต้องสูงกว่า 9.36 (Smith and Struhsacker, 1988) ซึ่งค่าที่ต่ำกว่านี้จะทำให้ไซยาไนด์มีโอกาสเปลี่ยนสภาพเป็น HCN สูง ในขณะที่เริ่มต้นการทดลองจะปรับ pH ไปที่ 8.5 ทุกครั้งก่อน ซึ่งค่า pH จะตกลงอย่างรวดเร็ว จากนั้นจึงค่อย ๆ เติมน้ำปูนขาว

ในขณะที่ทำการปรับค่า pH ก็ทำการปรับค่าความเข้มข้นของออกซิเจนที่ละลายอยู่ในน้ำไปพร้อมกัน เมื่อค่า pH และออกซิเจนที่ละลายอยู่ในน้ำมีความเสถียรพอสมควรแล้ว จึงเข้าสู่กระบวนการทดลอง

4.2.2 กระบวนการทดลอง

การดำเนินการทดลองจะใช้ห้องปฏิบัติการของบริษัท อัลเคมี จำกัด (รูปที่ 4.12) สำหรับการวิเคราะห์หาค่าความเข้มข้นของทองคำที่ได้ระหว่างการทดลองจะดำเนินการโดยกลุ่มวิเคราะห์และตรวจสอบ กองนวัตกรรมวัสดุและอุตสาหกรรมต่อเนื่อง กรมอุตสาหกรรมพื้นฐานและการเหมืองแร่ การจัดเตรียมอุปกรณ์เครื่องมือแสดงในรูปที่ 4.13



รูปที่ 4.12 แสดงสถานที่ทดลอง ณ บริษัท อัลเคมี จำกัด



รูปที่ 4.13 แสดงลักษณะชุดอุปกรณ์ขณะทำการทดลอง

เมื่อการปรับสภาพส่วนผสมของแร่กับน้ำมีความพร้อมทั้งค่าความเป็นกรดต่างและค่าความเข้มข้นของออกซิเจนที่ละลายอยู่ในน้ำแล้ว จะเข้าสู่กระบวนการทดลองสกัดแร่ทองคำด้วยสารละลายไซยาไนด์ (Cyanidation) ดังนี้

1) ปรับอุณหภูมิของถังควบคุมอุณหภูมิ ด้วยแท่งความร้อนและกวนน้ำในถังควบคุมอุณหภูมิด้วยปั้มน้ำ โดยติดตั้งเทอร์โมมิเตอร์คอยตรวจวัดอุณหภูมิของส่วนผสมน้ำกับแร่ภายในถังสกัดแร่ ให้มีอุณหภูมิคงที่ประมาณ 30 °C (อุณหภูมิห้องขณะทำการทดลอง 25 °C)

2) เมื่ออุณหภูมิคงที่ 30 °C แล้วจึงค่อยเติมไซยาไนด์ (Lab Grade NaCN) เริ่มดำเนินการทดลองในช่วงเวลา 24 ชั่วโมง

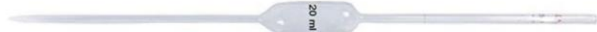
3) ชั่งน้ำหนักปูนขาว (Lab Grade CaO) พร้อมขวดบรรจุแล้วบันทึกน้ำหนักไว้ในระหว่างทำการทดลอง 24 ชั่วโมง เมื่อมีการเติมปูนขาวเพื่อควบคุมค่า pH ปูนขาวจะถูกตักออกจากขวดเพื่อเติมไปยังถังสกัดแร่ เมื่อการทดลองสิ้นสุดลงแล้วจึงตรวจสอบน้ำหนักของปูนขาวพร้อมน้ำหนักของขวดบรรจุที่เหลือ ค่าความแตกต่างของน้ำหนักปูนขาวและน้ำหนักขวดบรรจุกับน้ำหนักปูนขาวและน้ำหนักขวดบรรจุภายหลังการทดลอง 24 ชั่วโมงจะเป็นน้ำหนักปูนขาวที่ใช้ควบคุมสภาวะความเป็นกรดต่างของแต่ละการทดลอง ค่า pH คงที่ สำหรับการทดลองคือ 9.5 10.0 10.5 และ 11.0

4) สำหรับค่าความเข้มข้นของออกซิเจนในสารละลายจะถูกปรับตั้งให้มีค่าคงที่ด้วยการเปิดปิดเครื่องปั้มน้ำอากาศตลอดระยะเวลาการทดลอง 24 ชั่วโมง ให้มีค่าการเปลี่ยนแปลงน้อยที่สุด โดยค่าความเข้มข้นของออกซิเจนคงที่ ที่ใช้ในการทดลองคือ 2 ppm 4 ppm 6 ppm 10 ppm และ 15 ppm

5) ค่าความเข้มข้นของไซยาไนด์ที่ละลายอยู่ในสารละลายระหว่างดำเนินการสกัดทองคำจะถูกตรวจสอบโดยแบ่งเป็น 6 ช่วงเวลา ตลอดระยะเวลา 24 ชั่วโมงต่อครั้งของการทดลองภายหลังสิ้นสุด ช่วงเวลาที่ 0-1, 1-2, 2-4, 4-8, 8-16 และ 16-24 ชั่วโมง

โดยเมื่อสิ้นสุดแต่ละช่วงเวลา จะทำการหยุดกวนส่วนผสมแร่และสารละลายไซยาไนด์ ปลอ่ยให้ส่วนผสมตกตะกอน ไอออนของปูนขาวในส่วนผสมแร่และสารละลายจะทำให้ส่วนผสมตกตะกอนเร็วมาก ซึ่งจะทำให้การเก็บตัวอย่างสารละลายใสด้านบนของส่วนผสมแร่และสารละลายด้วยปิเปตต์ขนาด 5 มิลลิลิตร พร้อมเติมน้ำ 45 มิลลิลิตร เก็บไว้ในหลอดทดลอง เพื่อรวบรวมส่งไปทำการตรวจสอบวิเคราะห์หาปริมาณทองคำในสารละลายที่สกัดได้ด้วยเครื่องวัดการดูดกลืนแสงของอะตอม (AAS) (รูปที่ 4.14)

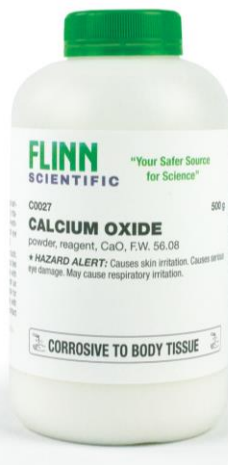
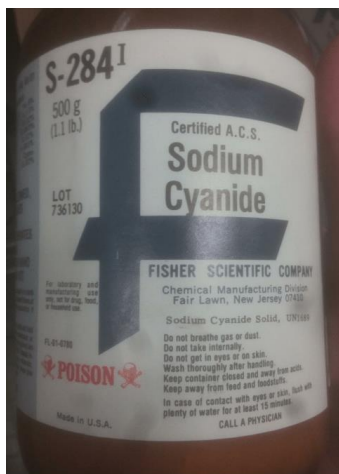
6) ค่าความเข้มข้นของไซยาไนด์จะถูกตรวจสอบและปรับค่าความเข้มข้นไปสู่ค่าที่กำหนด โดยการเก็บสารละลายใส่อีกครั้งด้วยปิเปตต์ขนาด 20 มิลลิลิตร ซึ่งจะผสมน้ำกลั่น 130 มิลลิลิตรให้ได้สารละลาย 150 มิลลิลิตร เพื่อทำการ Titration สารละลายซิลเวอร์ไนเตรตซึ่งจะทำให้ทราบปริมาณไซยาไนด์ที่เหลืออยู่ในสารละลาย (รูปที่ 4.15 - 4.16) รายละเอียดแสดงในภาคผนวก ง



ก)

ข)

รูปที่ 4.14 ก) บิวเรตต์ ข) ปีเปตต์

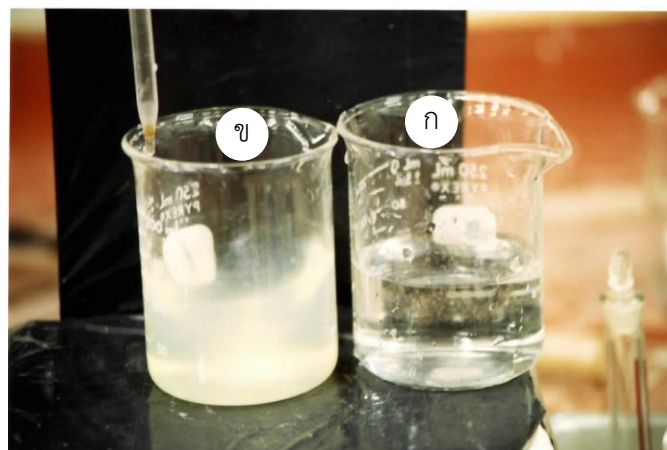


ก)

ข)

ค)

รูปที่ 4.15 สารเคมีที่ใช้ ก) Sodium Cyanide ข) Calcium Oxide ค) Silver Nitrate



รูปที่ 4.16 แสดงผลการทดสอบปริมาณไซยาไนด์ที่เหลืออยู่ในสารละลายด้วยวิธี Titration

ก) สารละลายไซยาไนด์ ข) สารละลายไซยาไนด์ภายหลังทำปฏิกิริยากับซิลเวอร์ไนเตรต

7) สารละลายที่ถูกเก็บไปทั้งสิ้น 25 มิลลิลิตร จะถูกเติมแทนที่ในสารสกัดด้วยน้ำกลั่นปริมาณ 25 มิลลิลิตร

8) ค่าความเข้มข้นของไซยาไนด์ในสารละลายจะถูกปรับเติมให้ได้ความเข้มข้นตามที่กำหนด ก่อนเริ่มดำเนินการทดลองช่วงต่อไป โดยค่าดังกล่าวคำนวณได้จากสมการ

$$C_t = 1 * \exp(-at) \quad : \quad \text{g NaCN/kg solids}$$

$$a = \ln(2)/24$$

$$t = \text{ช่วงเวลาตั้งแต่ 0-24 ชั่วโมง}$$

ดังนั้น C_t จะเป็นค่าความเข้มข้นของไซยาไนด์ที่เวลา t

เหตุผลในการคำนวณหาความเข้มข้นของไซยาไนด์ในแต่ละช่วงเวลาคือความต้องการให้ปริมาณไซยาไนด์ที่จะใช้ในการสกัดทองคำมีค่าแปรผันตามปริมาณของทองคำที่คงเหลือในแร่ซึ่งยังไม่ได้ถูกสกัดออกไปในสารละลาย

โดยกำหนดให้ก่อนเริ่มทำการทดลอง ค่าไซยาไนด์ที่ใช้คือ 1 g NaCN /kg แร่ ภายหลังสกัด 24 ชั่วโมง ค่าไซยาไนด์คงเหลือคือ 0.5 g NaCN /kg แร่

ค่าคงที่ a คำนวณได้จากจุดตั้งต้นและจุดสิ้นสุดของการสกัดด้วยสารละลายเท่ากับ 2 ตัวอย่างการคำนวณค่าความเข้มข้นของไซยาไนด์ที่จุดเริ่มต้นของแต่ละช่วงเวลาแสดงในภาคผนวก จ

ดังนั้น ค่าความเข้มข้นของไซยาไนด์ที่จุดเริ่มต้นของแต่ละช่วงเวลาจะถูกปรับค่าเป็น 1 g 0.97 g 0.94 g 0.89 g 0.79 g 0.63 g และ 0.5 g ตามลำดับ ตลอดการทดลองทุกครั้ง

9) ภายหลังการเก็บตัวอย่างสารละลายเพื่อตรวจสอบปริมาณทองคำที่สกัดได้เมื่อเวลา 24 ชั่วโมงแล้ว แร่จะถูกกรองด้วยกระดาษกรองภายใต้สุญญากาศ แล้วทำการล้างแร่ด้วยน้ำกลั่นจนสะอาด เก็บตัวอย่างประมาณ 20 กรัม ส่งห้องปฏิบัติการ เพื่อตรวจสอบหาปริมาณทองคำที่คงเหลืออยู่และนำมาใช้คำนวณหาค่า % การเก็บหัวแร่ทองคำได้ของแต่ละการทดลองภายหลังการสกัดที่ 24 ชั่วโมง รายละเอียดแสดงในภาคผนวก ข

ดังนั้นในแต่ละการทดลอง จะต้องทำการเก็บตัวอย่างสารละลายจำนวน 6 ตัวอย่างเพื่อตรวจสอบหาปริมาณทองคำที่ละลายอยู่ในสารละลายด้วยเครื่องวัดการดูดกลืนแสงของอะตอม (AAS) ผลที่ได้จะถูกคำนวณเป็น ppm ซึ่งจะต้องปรับเพิ่มค่าความเข้มข้นเป็น 5 เท่า เนื่องจากทองคำที่สกัดได้จากแร่ถูกเจือจางลงด้วยสารละลายขณะสกัดและขณะเก็บตัวอย่าง

4.3 ผลการทดลอง

การคำนวณหาปริมาณทองคำในเนื้อแร่ที่สกัดได้จากปริมาณทองคำที่ละลายอยู่ในสารละลายแสดงในสมการ

$$A(g) = \frac{B(\text{ppm}) * W}{1000}$$

$$C(\text{ppm}) = \frac{A * 10^6}{S}$$

A = ปริมาณทองคำในสารละลาย (g)

B = ผลวิเคราะห์ปริมาณทองคำในสารละลายตัวอย่าง (ppm)

C = ทองคำที่สกัดได้จากแร่ (ppm)

S = น้ำหนักของแร่ (g)

W = ปริมาณสารละลายทั้งหมดในขณะที่ทำการสกัด (L)

ผลรวมของปริมาณทองคำที่สกัดได้ที่ 24 ชั่วโมงกับผลวิเคราะห์ทองคำที่มีเหลืออยู่ในแร่ภายหลังการสกัด 24 ชั่วโมง เป็นปริมาณของทองคำในแร่ดิบก่อนการสกัดแต่ละการทดลอง

การคำนวณค่า % การเก็บหัวแร่ทองคำได้ (% Gold Recovery)

$$\% \text{ Au recovery} = \frac{D * 100}{E}$$

D = ปริมาณทองคำที่สกัดได้ในสารละลาย (ppm)

E = ปริมาณทองคำที่มีอยู่ในแร่ดิบก่อนทำการสกัด (ppm)

4.3.1 ผลการปรับสภาพแร่ก่อนการสกัด

ความแตกต่างของช่วงเวลาในการปรับค่า pH ได้รับการศึกษาเพื่อให้ได้ข้อมูลการเปลี่ยนแปลงค่าความเป็นกรดต่างและการละลายของออกซิเจนก่อนการเติมไซยาไนด์ว่าจะมีผลต่อปริมาณการใช้ปูนขาวและไซยาไนด์รวมถึง % การเก็บหัวแร่ทองคำได้อย่างไร

4.3.1.1 ผลของการเติมไซยาไนด์ต่อการเปลี่ยนแปลงค่า pH และออกซิเจน

สำหรับการทดลองทุก ๆ การทดลอง เมื่อไซยาไนด์ถูกเติมลงในส่วนผสมของแร่กับน้ำที่ปรับสภาพแล้วพบว่า ค่า pH จะสูงขึ้น ในขณะที่ค่าการละลายของออกซิเจนในสารละลายลดลง ค่า pH ที่เปลี่ยนแปลงสูงขึ้นมากที่สุดคือที่ pH 10.0 โดยเปลี่ยนแปลงเพิ่มขึ้น 0.3 แต่ไซยาไนด์กลับมีผลต่อการเปลี่ยนแปลงค่าการละลายของออกซิเจนเพียงเล็กน้อย จะสามารถปรับค่า pH ขึ้นสู่ค่าที่กำหนดได้ภายหลังจากเริ่มกระบวนการสกัดทองคำแล้วประมาณ 1 ชั่วโมง

กรณีที่ปรับสภาพแร่ไปสู่ค่าที่กำหนดโดยใช้เวลาเพียงพอจะพบว่าที่ pH 9.5 10.0 และ 10.5 ค่า pH และค่าการละลายของออกซิเจนจะลดลงอย่างมากทันทีที่เติมสารไซยาไนด์ แต่เมื่อพยายามปรับค่า pH ไปสู่ค่าที่

กำหนดด้วยปูนขาว ค่าการละลายของออกซิเจนที่ตรวจพบจะเปลี่ยนแปลงสูงขึ้นเกินกว่าค่าที่กำหนดมาก ทำให้การควบคุมค่าการละลายของออกซิเจนเป็นไปด้วยความยากลำบาก

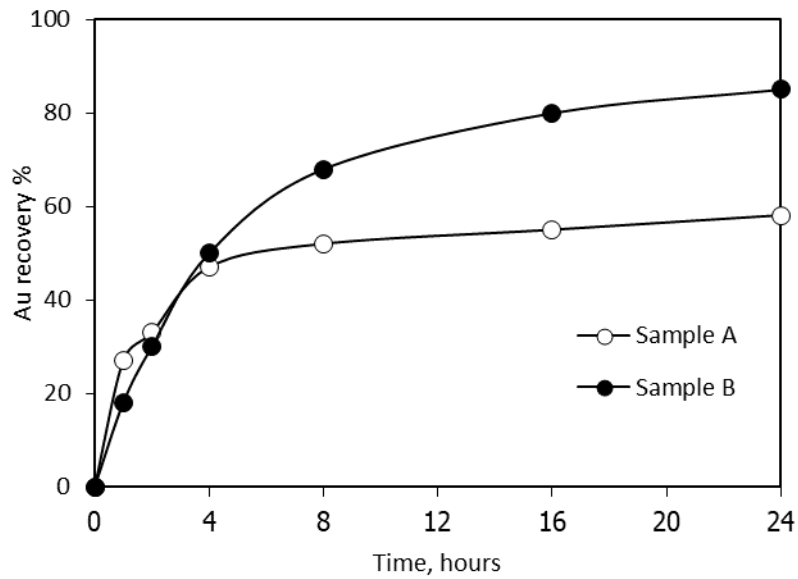
อย่างไรก็ดี ในกรณีเดียวกันสำหรับการปรับสภาพแร่ไปสู่ค่า pH ที่ 11.0 ทันทีที่เติมสารไซยาไนด์ จะพบการเปลี่ยนแปลงเพียงเล็กน้อยของค่า pH และค่าความเข้มข้นของสารละลายของออกซิเจนจาก 11.0 ไปเป็น 11.1 และ 4 ppm ไปเป็น 3.9 ppm ตามลำดับ

4.3.1.2 ผลของ pH

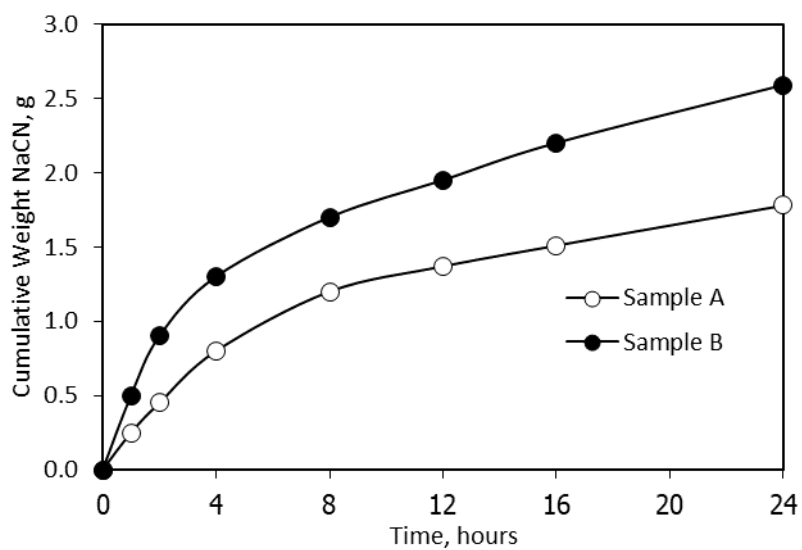
ผลของระยะเวลาในการปรับ pH ในขณะปรับสภาพแร่ก่อนการสกัดทองคำที่ pH 10.5 และค่าการละลายของออกซิเจนที่ 6 ppm โดยเติมอากาศให้แก่ส่วนผสมแร่และน้ำอย่างเต็มที่ก่อนปรับค่า pH ต่อ % การเก็บหัวแร่ทองคำได้ (% Au Recovery) ปริมาณไซยาไนด์และปูนขาวที่ใช้แสดงในตารางที่ 4.5 โดยรูปที่ 4.17 แสดงกราฟของ % การเก็บหัวแร่ทองคำที่ช่วงเวลาต่าง ๆ ซึ่งจะพบว่าที่ระยะเวลาการปรับ pH นาน 18 ชั่วโมง ค่า % การเก็บหัวแร่ทองคำภายหลังการสกัด 8 ชั่วโมงคือ 58.11% และไม่พบการเปลี่ยนแปลงเพิ่มขึ้นในขณะทีรูปที่ 4.18 แสดงให้เห็นว่ามีการใช้ไซยาไนด์ในปริมาณที่สูงกว่าในช่วง 8 ชั่วโมงแรก เมื่อเปรียบเทียบระหว่างการปรับสภาพ pH ที่ 3 ชั่วโมง และ 18 ชั่วโมง

ตารางที่ 4.5 ผลของระยะเวลาในการปรับค่า pH ต่อปริมาณปูนขาวและไซยาไนด์ที่ใช้ และ % การเก็บหัวแร่ทองคำได้ ที่ pH 10.5 ความเข้มข้นของออกซิเจนในสารละลาย 6 ppm ปริมาณไซยาไนด์ตั้งต้น 1g/kg แล้วลดลงเหลือ 0.5 g/kg ภายหลังการสกัดแร่ 24 ชั่วโมง

ชื่อตัวอย่าง	เวลาที่ใช้ปรับค่า pH (ชั่วโมง)	% การเก็บหัวแร่ทองคำได้	ปริมาณการใช้ (g)	
			ไซยาไนด์	ปูนขาว
A	18	58.11	1.78	6.59
B	3	85.06	2.59	3.97



รูปที่ 4.17 ผลของระยะเวลาในการปรับค่า pH ต่อ % การเก็บหัวแร่ทองคำได้ ที่ pH 10.5 และความเข้มข้นของออกซิเจนในสารละลาย 6 ppm



รูปที่ 4.18 ผลของระยะเวลาในการปรับค่า pH ต่อปริมาณการใช้ไซยาไนด์ ที่ pH 10.5 และความเข้มข้นของออกซิเจนในสารละลาย 6 ppm

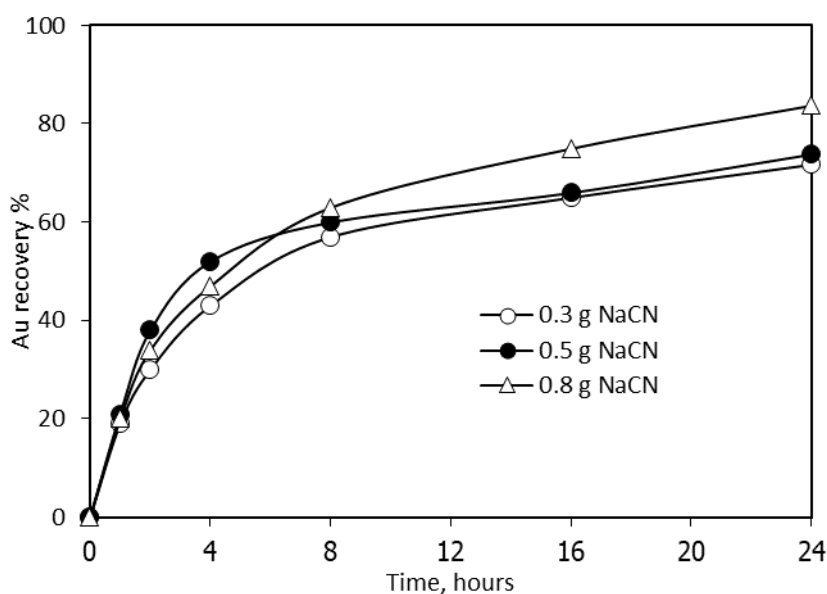
4.3.2 ผลของไซยาไนด์ต่อผลการเก็บหัวแร่ทองคำ (Gold Recovery)

ผลการเปลี่ยนแปลงความเข้มข้นของไซยาไนด์แต่ละช่วงเวลาในสารละลายที่ใช้ในการสกัดทองคำที่ pH 10.0 และความเข้มข้นของออกซิเจนที่ละลายอยู่ในสารละลาย 2 ppm โดยเปลี่ยนแปลงให้ค่าไซยาไนด์เหลืออยู่ในสารละลายภายหลังการสกัด 24 ชั่วโมงเป็น 0.3 0.5 และ 0.8 g/kg ต่อ%หัวแร่ทองคำที่เก็บได้ (% Gold

Recovery) แสดงในรูปที่ 4.19 และมีค่าเท่ากับ 71.71% 73.81% และ 83.74% ตามลำดับ สำหรับปริมาณสารเคมีที่ใช้ได้แก่ โซยาไนต์และปูนขาวต่อ % หั่วแร่ทองคำที่เก็บได้ (% Recovery) แสดงในตารางที่ 4.6

ตารางที่ 4.6 ผลของการเปลี่ยนแปลงความเข้มข้นของโซยาไนต์ที่ใช้จาก 1g/kg ในขณะเริ่มต้นไปเป็น 0.3 0.5 และ 0.8 g/kg ภายหลังการสกัดแร่ 24 ชั่วโมง ต่อ % การเก็บหั่วแร่ทองคำได้

ชื่อตัวอย่าง	ปริมาณ NaCN ที่คงเหลือ ภายหลัง 24 ชั่วโมง	% การเก็บหั่วแร่ ทองคำได้	ปริมาณการใช้ (g)	
			โซยาไนต์	ปูนขาว
C	0.3 g	71.71	1.51	2.68
D	0.5 g	73.81	1.49	2.70
E	0.8 g	83.74	1.84	3.02



รูปที่ 4.19 ผลของความเข้มข้นของโซยาไนต์ต่อ % การเก็บหั่วแร่ทองคำได้

4.3.3 ผลของความเข้มข้นของออกซิเจนที่ละลายอยู่ในสารละลายและผลของ pH ของสารละลายต่อการสกัดทองคำด้วยสารละลายโซยาไนต์

% การเก็บหั่วแร่ทองคำได้จากการทดลองต่าง ๆ แสดงถึงผลของ pH และค่าความเข้มข้นของออกซิเจนที่ละลายอยู่ในสารละลายที่แตกต่างกันภายหลังการเตรียมสภาพแร่ที่เหมาะสมเพียงพอ ผลของความเข้มข้นของออกซิเจนที่ละลายอยู่ในสารละลาย pH ต่อการสกัดทองคำด้วยสารละลายโซยาไนต์ ปริมาณโซยาไนต์และปูนขาวที่ใช้ภายหลังการสกัดทองคำเป็นเวลา 24 ชั่วโมงแสดงไว้ในตารางที่ 4.7

ตารางที่ 4.7 ผลการทดลองภายหลังการสกัดแร่ 24 ชั่วโมง ที่ค่าความเข้มข้นของออกซิเจนที่ละลายอยู่ในสารละลายและ pH ต่าง ๆ โดยค่าความเข้มข้นของไซยาไนด์เริ่มต้นที่ 1g/kg ลดลงเป็น 0.5 g/kg ภายหลัง 24 ชั่วโมง

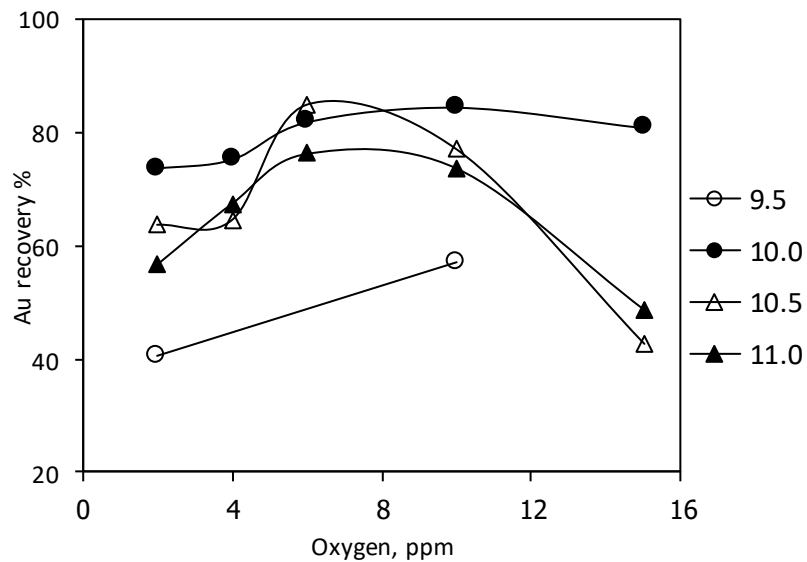
ชื่อตัวอย่าง	สภาวะการสกัดแร่		% การเก็บหัวแร่ทองคำได้	ปริมาณการใช้ (g)	
	O ₂ (ppm)	pH		ไซยาไนด์	ปูนขาว
1	2	9.5	40.44	2.30	1.99
2	2	10.0	73.81	1.49	2.70
3	2	10.5	63.75	2.06	3.26
4	2	11.0	56.57	1.79	4.12
5	4	10.0	75.36	1.66	3.69
6	4	10.5	64.60	1.89	3.29
7	4	11.0	67.48	1.79	4.92
8	6	10.0	81.96	2.15	3.85
9	6	10.5	85.06	2.59	3.97
10	6	11.0	76.38	2.18	4.26
11	10	9.5	57.11	2.50	2.47
12	10	10.0	84.54	2.27	3.97
13	10	10.5	77.08	2.35	4.34
14	10	11.0	73.73	2.20	4.25
15	15	10.0	80.93	2.43	3.74
16	15	10.5	42.61	1.94	3.57
17	15	11.0	48.48	2.07	4.46

ค่าการเปลี่ยนแปลงของปริมาณทองคำที่สกัดได้และ % การเก็บหัวแร่ทองคำได้ ของแต่ละการทดลอง (ภาคผนวก ฉ) สามารถนำมาจัดกลุ่มเพื่อแสดงผลโดยกราฟความสัมพันธ์ระหว่างค่าดังกล่าวต่อความเข้มข้นของออกซิเจนที่ละลายอยู่ในสารละลายที่ระดับ pH ต่าง ๆ และความสัมพันธ์ระหว่างค่าดังกล่าวต่อ pH ของสารละลายที่ค่าความเข้มข้นของออกซิเจนที่ละลายอยู่ในสารละลายต่าง ๆ กัน

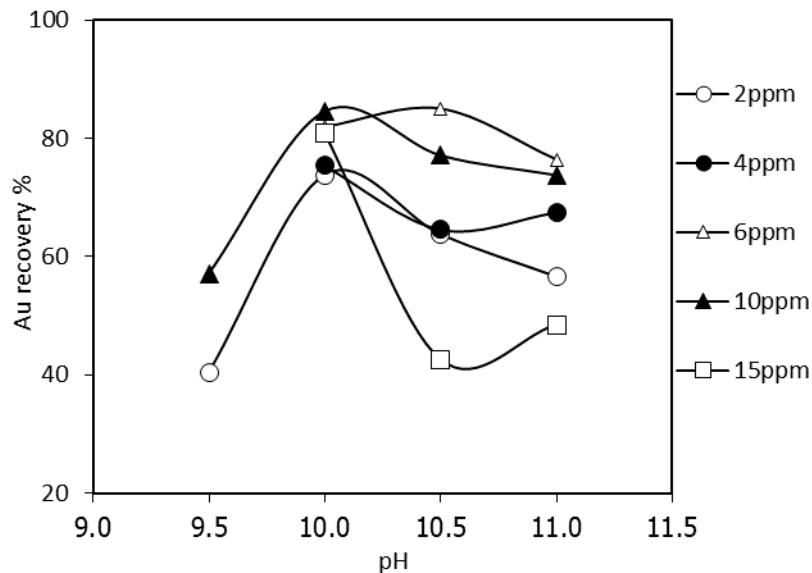
รูปที่ 4.20 แสดงให้เห็นว่าที่ค่าความเข้มข้นของออกซิเจนที่ละลายอยู่ในสารละลายสูงมากถึง 15 ppm % การเก็บหัวแร่ทองคำได้ มีแนวโน้มลดลงเมื่อค่า pH สูงขึ้น ในขณะที่แนวโน้ม % การเก็บหัวแร่ทองคำได้ของการสกัดที่ pH 10.0 มีค่าสูงกว่าที่ pH อื่น ๆ ในทุก ๆ ค่าของความเข้มข้นของออกซิเจนที่ละลายอยู่ในสารละลาย

รูปที่ 4.21 แสดงให้เห็นว่าค่า % การเก็บหัวแร่ทองคำได้สูงขึ้นและมีแนวโน้มลดลงเมื่อความเข้มข้นของออกซิเจนที่ละลายอยู่สูงเกินกว่า 6 ppm

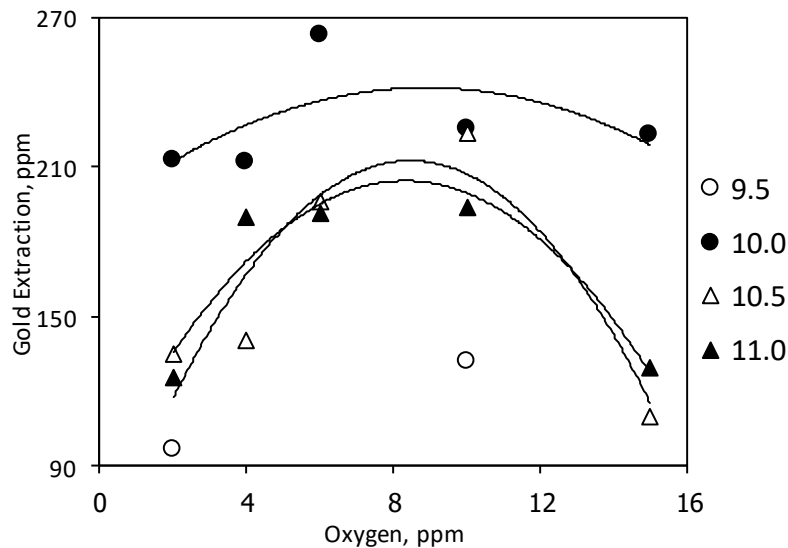
สำหรับกราฟของค่าการสกัดทองคำได้ภายหลัง 24 ชั่วโมงของทุกการทดลองต่อค่าความเข้มข้นของออกซิเจนที่ละลายอยู่ในสารละลายต่าง ๆ และต่อค่า pH ต่าง ๆ แสดงในรูปที่ 4.22 - 4.23



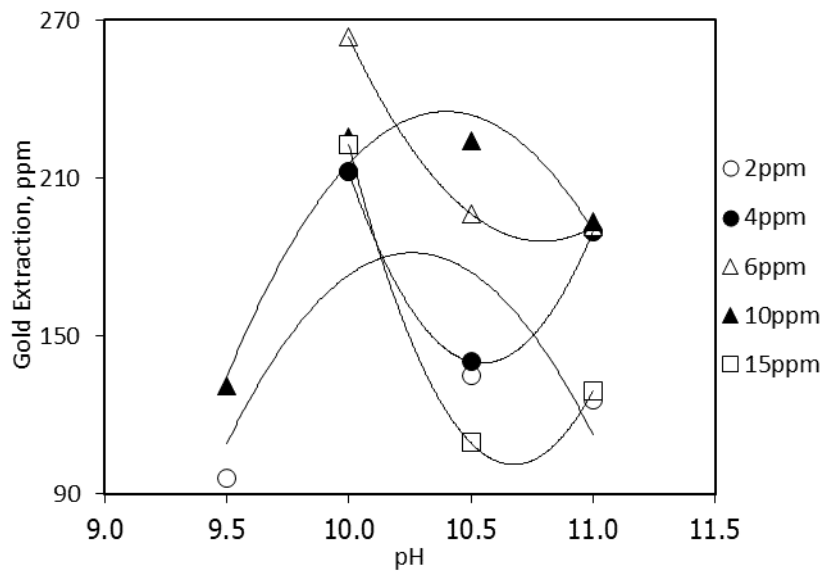
รูปที่ 4.20 ผลของ pH ต่อ % การเก็บหัวแร่ทองคำได้ที่ความเข้มข้นของออกซิเจนที่ละลายอยู่ในสารละลายคงที่



รูปที่ 4.21 ผลของความเข้มข้นของออกซิเจนที่ละลายอยู่ในสารละลายต่อ % การเก็บหัวแร่ทองคำได้ที่ pH คงที่



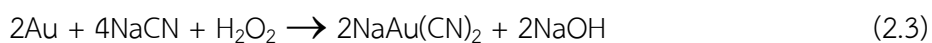
รูปที่ 4.22 ผลของความเข้มข้นของออกซิเจนที่ละลายอยู่ในสารละลายต่อปริมาณทองคำที่สกัดได้ที่ pH คงที่



รูปที่ 4.23 ผลของ pH ต่อปริมาณทองคำที่สกัดได้ที่ค่าความเข้มข้นของออกซิเจนที่ละลายอยู่ในสารละลายคงที่

4.4 การวิเคราะห์ผลการทดลอง

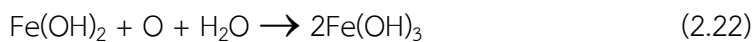
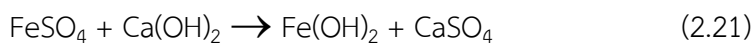
จากสมการของ Elsner หรือ Bodlaender (สมการที่ 2.1 – 2.3) จะเห็นว่าปฏิกิริยาทางเคมีที่เกิดขึ้นในระหว่างการสกัดทองคำด้วยสารละลายไซยาไนด์ขึ้นอยู่กับสภาวะต่าง ๆ ได้แก่ ความเข้มข้นของออกซิเจนที่ละลายอยู่ในสารละลาย pH และปริมาณไซยาไนด์ที่ใช้



อย่างไรก็ดี องค์ประกอบต่าง ๆ ของแร่หรือสารตั้งต้นของปฏิกิริยาก็มีความสำคัญมากต่อปริมาณทองคำที่เก็บได้ ขึ้นอยู่กับชนิดและสัดส่วนขององค์ประกอบที่มีอยู่ด้วย ซึ่งการศึกษานี้ได้รวบรวมและแสดงผลของปฏิกิริยาต่าง ๆ ขององค์ประกอบเหล่านั้นไว้ในขณะทำการสกัดแร่ด้วยสารละลายไซยาไนด์ ผลวิเคราะห์ XRF และ XRD และ AAS ของตัวอย่างแร่ที่ใช้ศึกษาได้แสดงไว้ในตารางที่ 4.3 – 4.4 และรูปที่ 4.7 – 4.8 ซึ่งแสดงให้เห็นถึงองค์ประกอบที่สำคัญได้แก่ ซัลไฟด์ เหล็ก เป็นต้น ขนาดของเม็ดแร่ภายหลังการบดและสภาวะของสารละลายในการสกัด เป็นองค์ประกอบทำให้เกิดผลลัพธ์ของการศึกษานี้

4.4.1 การปรับค่า pH ของส่วนผสมแร่และน้ำก่อนการสกัดด้วยสารละลายไซยาไนด์

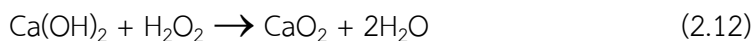
ผลของการปรับ pH ก่อนการสกัดด้วยสารละลายไซยาไนด์ที่แสดงในตารางที่ 4.5 และรูปที่ 4.18 โดยเติมอากาศให้ส่วนผสมของน้ำกับแร่ก่อนการปรับค่า pH ด้วยปูนขาว เนื่องจากผลของออกซิเจนในขั้นตอนการปรับสภาพแร่สามารถตรวจสอบได้จากการลดลงของ pH ซึ่งเป็นข้อบ่งชี้ต่อระยะเวลาในการเติมอากาศที่เหมาะสม โดยที่แร่ซัลไฟด์โดยเฉพาะ Pyrrhotite Pyrite และ Arsenopyrite เป็นต้น จะทำปฏิกิริยากับออกซิเจนที่ละลายอยู่ในน้ำเกิดสารประกอบต่าง ๆ ได้แก่ H_2SO_4 , FeS , Iron Sulphate, Ferrous Carbonate และ Hydrates เป็นต้น (French and Jones, 1933) ซึ่ง Iron Sulphate ยังคงเปลี่ยนแปลงเป็น H_2SO_4 ในขณะเดียวกัน $\text{Ca}(\text{OH})_2$ ที่ได้จากปูนขาวก็ทำให้เกิด Soluble Sulphides ด้วย (Hedley and Tabachnick, 1968) ตามปฏิกิริยาที่ 2.21 – 2.22



$\text{Fe}(\text{OH})_2$ ที่เกิดขึ้นเป็นสารประกอบที่จะใช้ไซยาไนด์ที่มีอยู่ในสารละลายไปทำปฏิกิริยาเกิดเป็น Ferro Cyanide Complex ในขณะที่ยังสามารถแย่งใช้ออกซิเจนที่ละลายอยู่ในสารละลายเพื่อตกตะกอน $\text{Fe}(\text{OH})_3$ ตามปฏิกิริยาที่ 2.22 อีกด้วย นอกจากนี้แล้ว $\text{Fe}(\text{OH})_3$ ยังตกตะกอนไปบนผิวของแร่ที่ทำการสกัด ซึ่งจะไปยับยั้งการละลายของทองคำเช่นกัน (Stenhouse and Armstrong, 1952)

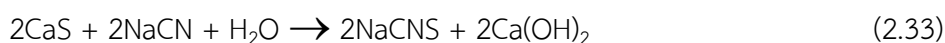
การปรับ pH เป็นเวลานานในช่วงของการปรับสภาพแร่ ทำให้ปฏิกิริยาของแร่ซัลไฟด์เกิดขึ้นโดยสมบูรณ์มากยิ่งขึ้น แต่เนื่องจากการศึกษานี้ใช้สภาวะการสกัดแร่ที่ pH 10.5 และความเข้มข้นของออกซิเจนที่ละลายอยู่ 6 ppm ซึ่งน่าเชื่อได้ว่า ค่า pH และปริมาณออกซิเจนมีปริมาณเพียงพอต่อการละลายทองคำ ซึ่งจะเกิดการตกตะกอนของ $\text{Fe}(\text{OH})_3$ โดยการเติมอากาศอย่างต่อเนื่อง แทนการแย่งทำปฏิกิริยาของ $\text{Fe}(\text{OH})_2$ ทำให้อัตราการละลายของทองคำในขณะเริ่มทำการสกัดมีค่าสูงตามรูปที่ 4.17 ซึ่งไซยาไนด์ส่วนใหญ่จะถูกใช้ไปในการละลายทองคำ รูปที่ 4.18 ยังแสดงให้เห็นถึงปริมาณการใช้ไซยาไนด์ในขณะทำการสกัดแร่ช่วง 8 ชั่วโมงแรกที่สูงกว่าของการทดลองที่ใช้เวลาในการปรับ pH นาน

ที่ค่า pH สูง ๆ นอกจาก Ca^{2+} จะลดอัตราการละลายของออกซิเจนแล้ว ยังเกิดกลไกของการตกตะกอนของ CaO_2 ปกคลุมผิวของทองคำ อันเป็นผลมาจาก H_2O_2 ที่เกิดขึ้นจากกระบวนการสกัดทองคำด้วยไซยาไนด์ตามสมการของ Bodlaender ทำปฏิกิริยากับ Ca(OH)_2 ดังสมการที่ 2.12 (Habashi, 1970; Finkelstein, 1972; Akhtar, 1982)



ปริมาณการใช้ไซยาไนด์ทั้งหมดภายหลังการสกัดแร่ 24 ชั่วโมงสำหรับการทดลองที่มีการปรับค่า pH เป็นระยะเวลานาน น้อยกว่าการทดลองที่มีการปรับค่า pH ในระยะเวลาที่เหมาะสมอย่างเห็นได้ชัด แม้ว่าปริมาณการใช้ไซยาไนด์ของทั้งสองการทดลองจะมีค่าเท่ากันในช่วงการสกัดแร่ 8 ชั่วโมงแรก การเก็บหัวแร่ทองคำได้ลดลงในขณะที่มีการใช้ปูนขาวปริมาณสูง ช่วยยืนยันสมการการตกตะกอนของสารประกอบของแคลเซียมที่ปกคลุมผิวของทองคำไม่ให้สัมผัสและทำปฏิกิริยากับไซยาไนด์ในสารละลาย ยิ่งไปกว่านั้น ค่าการเก็บหัวแร่ทองคำได้มีแนวโน้มไม่เพิ่มขึ้นภายหลังการสกัด 8 ชั่วโมง แม้ว่าจะมีการใช้ไซยาไนด์ในปริมาณสูง แสดงว่ามีการใช้ไซยาไนด์ในปฏิกิริยาอื่นเนื่องจากไม่มีการละลายของทองคำเพิ่มขึ้น และซัลไฟด์ส่วนใหญ่ทำปฏิกิริยาเกิดเป็น CaSO_4 ในช่วงของการปรับ pH ก่อนการสกัด

การเติมปูนขาวในช่วงของการปรับ pH พบการลดลงของออกซิเจนที่ละลายอยู่ในน้ำเป็นอย่างมาก ซึ่งสามารถอธิบายได้ด้วยสมการที่ 2.21 และ 2.22 การเพิ่มขึ้นของ pH ที่ 9.5 10.0 และ 10.5 เมื่อเติมไซยาไนด์ภายหลังการปรับ pH ที่เหมาะสม แสดงถึงการเกิดปฏิกิริยาที่ทำให้เกิดสารประกอบอัลคาไลน์ ตามตัวอย่างที่แสดงโดยสมการที่ 2.21 เช่น NaOH หรือปฏิกิริยาระหว่าง CaS และ NaCN ตามสมการที่ 2.33 ซึ่งมีผลทำให้ค่า pH ของสารละลายสูงขึ้นถึง 0.3 ที่ pH 10.0 ตามที่แสดงในหัวข้อที่ 4.3.1.1 ส่วนการลดลงอย่างมากของ pH และค่าความเข้มข้นของออกซิเจนที่ละลายในน้ำเพิ่มสูงขึ้นเมื่อเติมไซยาไนด์ในกรณีที่ระยะเวลาในการปรับ pH ไม่เพียงพอไม่สามารถอธิบายได้ด้วยปฏิกิริยาทางเคมีที่รวบรวมไว้ในบทที่ 2 ได้ อย่างไรก็ตาม ปรากฏการณ์นี้ชี้ให้เห็นว่า การเติมไซยาไนด์ช่วยเร่งปฏิกิริยาของ OH^- ต่อองค์ประกอบบางชนิดในส่วนผสมแร่และสารละลาย ทำให้ค่า pH ลดลง



สิ่งที่น่าสนใจคือ ปฏิกิริยาของ OH^- กับองค์ประกอบดังกล่าวไปเพิ่มความเข้มข้นของออกซิเจนที่ละลายอยู่ในสารละลายโดยเฉพาะในสภาวะการสกัดที่ใช้ระดับความเข้มข้นของออกซิเจนที่ละลายอยู่ต่ำ

4.4.2 ผลของความเข้มข้นของไซยาไนด์

ตารางที่ 4.6 แสดงให้เห็นว่าปริมาณหัวแร่ทองคำที่เก็บได้และปริมาณปูนขาวจะสอดคล้องกับปริมาณไซยาไนด์ที่ใช้ เมื่อพิจารณาจากรูปที่ 4.19 จะพบว่าค่าการเก็บหัวแร่ทองคำได้จะสูงขึ้นภายหลังการสกัดแร่แล้ว 8 ชั่วโมง ทั้งนี้เนื่องจากทุก ๆ การทดลองจะเริ่มต้นจากปริมาณไซยาไนด์ที่ใช้เท่ากันคือ 1 g NaCN/kg แร่ ซึ่งค่าการ

เก็บหัวแร่ทองคำได้ในช่วง 8 ชั่วโมงแรกของการสกัดมีความแตกต่างกันเพียงเล็กน้อย คาดว่าน่าจะเป็นผลมาจากระยะเวลาในการปรับสภาพ pH ก่อนการสกัด

Barsky et al. (1935) พบว่าในทางทฤษฎีแล้ว ค่าความเข้มข้นของไซยาไนด์ที่ใช้ในการสกัดแผ่นทองคำจะอยู่ที่ 0.05% ซึ่งค่อนข้างสอดคล้องกับค่าความเข้มข้นเริ่มต้นของไซยาไนด์สำหรับการศึกษา โดยในทุก ๆ การทดลองเมื่อคำนวณแล้วพบว่ามีค่าความเข้มข้นของไซยาไนด์เริ่มต้นที่ 0.043%

เมื่อการสกัดแร่ดำเนินไปภายหลัง 8 ชั่วโมงแรกแล้ว ยิ่งปริมาณการใช้ไซยาไนด์สูงขึ้น อัตราการละลายของทองคำก็สูงขึ้นด้วย ในขณะที่เดียวกันปริมาณการใช้ปูนขาวก็สูงขึ้นด้วยเช่นกัน ข้อบ่งชี้นี้แสดงว่าในการละลายทองคำให้ได้ปริมาณมาก ๆ ในช่วงเวลาสั้น ๆ จำเป็นต้องใช้ไซยาไนด์และปูนขาวในปริมาณที่สูง โดยปริมาณการใช้ไซยาไนด์สูงสุดของการศึกษานี้ให้ค่าการเก็บหัวแร่ทองคำสูงสุด และปริมาณการใช้ปูนขาวสูงที่สุดด้วย

Quast and Newell (1987) รายงานว่า ปริมาณการใช้ปูนขาวจะสอดคล้องกับการสลายตัวของไซยาไนด์ในสารละลายไม่ว่าจะเป็นการสลายตัวด้วยกระบวนการ Hydrolysis กับน้ำโดยตรง หรือมี CO₂ ในบรรยากาศเข้าร่วมด้วย ตามสมการที่ 2.8 - 2.9



4.4.3 ผลของ pH และความเข้มข้นของออกซิเจนที่ละลายอยู่ในสารละลายต่อการละลายและการเก็บหัวแร่ทองคำได้

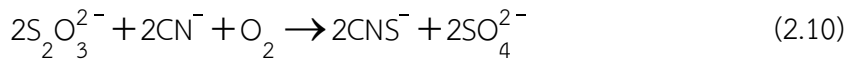
สำหรับการทดลองนี้เป็นไปได้ยากที่จะหาสภาวะการสกัดทองคำที่ดีที่สุดได้ ระยะเวลาในการปรับ pH ก่อนการสกัดแร่จะถูกเปลี่ยนแปลงไปตามค่า pH ที่ต้องการในการสกัดแร่นั้น ๆ และมีความสัมพันธ์อย่างมากต่อสภาวะอื่น ๆ ของการสกัดแร่นั้น ๆ ด้วย ซึ่งส่งผลให้ปริมาณการใช้ปูนขาวไม่เป็นไปตามรูปแบบที่แน่นอน

อย่างไรก็ดี ปริมาณการใช้ปูนขาวตามตารางที่ 4.7 มีแนวโน้มเพิ่มขึ้นเมื่อความเข้มข้นของออกซิเจนที่ละลายอยู่เพิ่มขึ้นและค่า pH ของการสกัดแร่สูงขึ้น ปริมาณการใช้ไซยาไนด์ก็เช่นเดียวกัน ในบางครั้งจะพบปริมาณการใช้สารทั้งสองในปริมาณที่สูงและต่ำมาก ๆ ปริมาณการใช้ไซยาไนด์ที่สูงในขณะที่การเก็บหัวแร่ทองคำได้ต่ำของการทดลองสกัดแร่ที่ pH 9.5 ทั้งสองการทดลอง มีแนวโน้มเป็นผลมาจากการสลายตัวของไซยาไนด์โดยปฏิกิริยา Hydrolysis ตามสมการที่ 2.8 ซึ่ง Smith and Struhsacker (1988) ระบุว่าสมการดังกล่าวมีสมดุลของสมการ (Equilibrium) อยู่ที่ pH 9.36

ปริมาณการสกัดทองคำได้ในสารละลายไม่เหมาะที่จะใช้เป็นตัวบ่งชี้ผลของ pH และความเข้มข้นของออกซิเจนที่ละลายอยู่ในสารละลาย เนื่องจากทองคำที่มีอยู่ในเนื้อแร่ของแต่ละตัวอย่างมีขนาดไม่แน่นอน แต่ผลการเก็บหัวแร่ทองคำได้และปริมาณทองคำที่สกัดได้ภายหลัง 24 ชั่วโมงตามรูปที่ 4.20 - 4.23 กลับพบว่ามีความสัมพันธ์กันเป็นอย่างดี มีเพียงการสกัดแร่ที่สภาวะ pH 10.0 และค่าความเข้มข้นของออกซิเจนที่ละลายอยู่ในสารละลายเปลี่ยนแปลงไปตามที่กำหนด สามารถให้ค่า % การเก็บหัวแร่ทองคำได้สูงและคงที่ในระดับประมาณ

80% ผลการเก็บหัวแร่ทองคำได้ที่ค่า pH อื่น ๆ โดยทั่วไปจะเพิ่มขึ้นเมื่อความเข้มข้นของออกซิเจนที่ละลายอยู่ในสารละลายเพิ่มขึ้นไปจนถึง 6 ppm และลดลงอย่างมากเมื่อความเข้มข้นของออกซิเจนที่ละลายอยู่ในสารละลายเพิ่มมากขึ้นเกินกว่า 6 ppm ซึ่งเป็นไปได้ยากที่จะทำการเก็บหัวแร่ทองคำให้ได้ถึง 80%

ส่วนผสมแรกกับน้ำภายหลังการปรับสภาพแร่คาดว่าจะประกอบด้วย Thiosulphate, Polysulphate และ Sulphide ที่จะทำปฏิกิริยากับไซยาไนด์ตามสมการที่ 2.10 และ 2.11 (Akhtar, 1982)



ปฏิกิริยาเหล่านี้จะเป็นตัวการสำคัญในการใช้ไซยาไนด์ที่มีอยู่ในสารละลาย ในขณะที่การลดลงของไซยาไนด์ตามสมการ Exponential ที่กำหนดไว้มีผลทำให้เหลือไซยาไนด์น้อยมากสำหรับการละลายทองคำ

นอกจากนี้ cuprocyanide (Finkelstein, 1972) double zinc salt (Hedley and Tabachnick, 1968) และ alkaline plumbite (Julian and Smart, 1921) ก็ใช้ไซยาไนด์ในการทำปฏิกิริยาดังขึ้นอยู่กับการมีแร่ chalcopyrite, sphalerite และ galena ปนอยู่ในตัวอย่างมากน้อยเท่าใด % การเก็บหัวแร่ทองคำได้ที่ระดับ 80% จึงถือเป็นค่าที่ดีที่สุดสำหรับการศึกษานี้

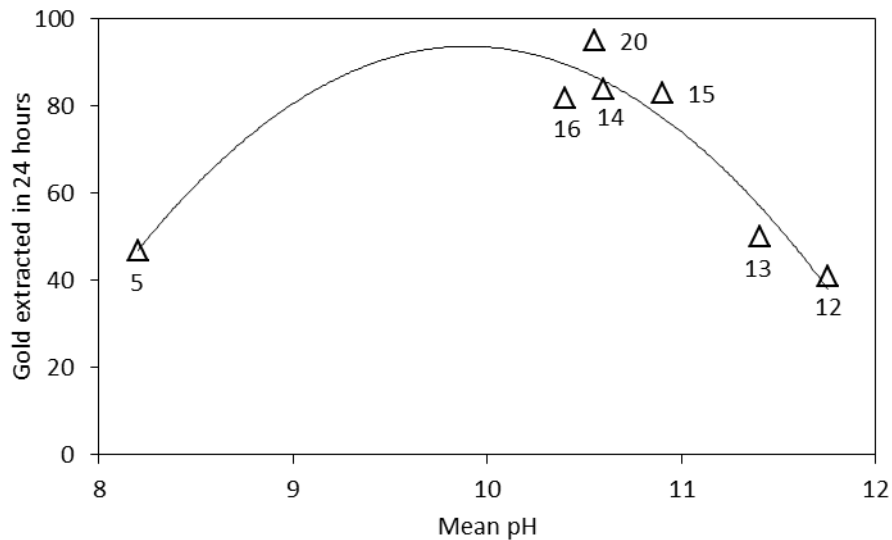
Kudryk and Kellogg (1954) ระบุว่าค่า $[CN^-] / [O_2]$ ที่มากกว่า 10 จะมีผลต่ออัตราการละลายของทองคำซึ่งแปรผันตรงกับค่าความเข้มข้นของออกซิเจนที่ละลายอยู่ในสารละลาย ผลดังกล่าวนี้อธิบายได้โดยการตกตะกอนของ CaO_2 ไปบนผิวของทองคำในสารละลายที่มีความเป็นด่างสูง ซึ่งสนับสนุนค่าการเก็บหัวแร่ทองคำได้ที่แสดงในรูปที่ 4.21 ที่ความเข้มข้นของออกซิเจนที่ละลายอยู่ในสารละลายระหว่าง 2 - 6 ppm

รูปที่ 4.20 และ 4.23 แสดงให้เห็นว่าที่ pH เท่ากับ 11.0 ค่า % การเก็บหัวแร่ทองคำได้และการสกัดทองคำมีค่าสูงกว่าที่สกัดได้ที่ pH 10.5 เล็กน้อยสำหรับทุกระดับของค่าความเข้มข้นของออกซิเจนที่ละลายอยู่ในสารละลาย เป็นไปได้ว่าเป็นผลมาจากปฏิกิริยา double zinc salt ที่ได้จากองค์ประกอบของสังกะสีในแร่ในสถานะที่มีค่าความเป็นด่างสูงมาก ตามสมการที่ 2.50 (Quast and Newell, 1987) ไซยาไนด์จะถูกสร้างขึ้นจากปฏิกิริยาดังกล่าวอย่างต่อเนื่องและช่วยในการละลายทองคำ



4.4.4 การเปรียบเทียบผลการศึกษา

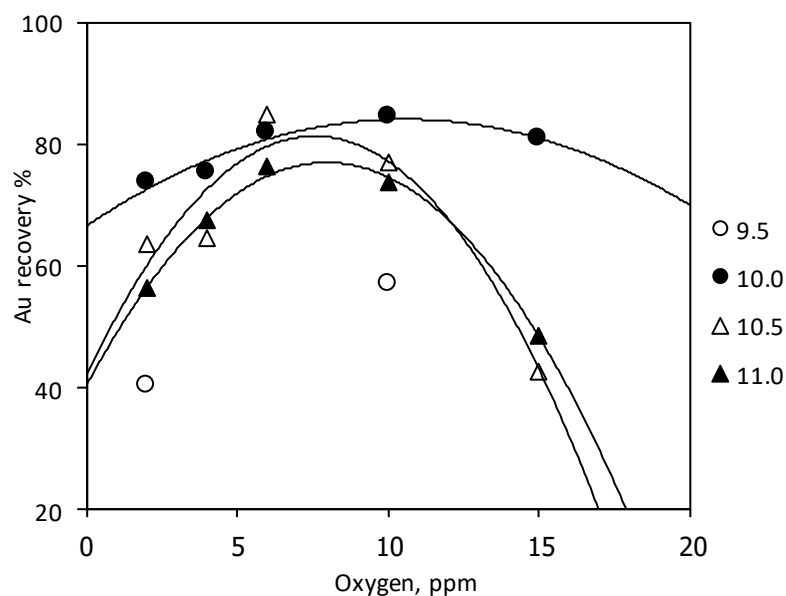
ในการศึกษานี้ ค่า % การเก็บหัวแร่ทองคำได้ที่ดีที่สุดในระดับ 80% จะอยู่ที่สถานะการสกัดแร่ที่ pH 10.0 โดยค่าความเข้มข้นของออกซิเจนที่ละลายอยู่ในสารละลายอยู่ระหว่าง 6 - 10 ppm ซึ่งพบว่ามีลักษณะเช่นเดียวกับการสกัดแร่ทองคำที่สถานะเดียวกันกับการศึกษาของ Adorjan (1990) (รูปที่ 4.24)



รูปที่ 4.24 แสดงปริมาณทองคำที่สกัดได้ภายหลัง 24 ชั่วโมงที่ค่า pH ต่าง ๆ (Adorjan, 1990)

4.4.5 ความสัมพันธ์เชิงสถิติระหว่าง % การเก็บหัวแร่ทองคำได้ และค่าความเข้มข้นของออกซิเจนที่ละลายอยู่ในสารละลาย

ผลของการเก็บหัวแร่ทองคำได้ที่ค่า pH และค่าความเข้มข้นของออกซิเจนที่ละลายอยู่ในสารละลายที่แสดงในอยู่ในรูปที่ 4.20 นำมาวิเคราะห์เชิงสถิติด้วยสมการการถดถอยที่ไม่ใช่เชิงเส้น (Second Order Regression) ผลที่ได้แสดงในรูปที่ 4.25 ในขณะที่สมการการถดถอยที่ไม่ใช่เชิงเส้นแสดงอยู่ในตารางที่ 4.8



รูปที่ 4.25 ผลของออกซิเจนต่อ % การเก็บหัวแร่ทองคำได้ ที่ pH คงที่

ตารางที่ 4.8 สมการการถดถอยที่ไม่ใช่เชิงเส้นของ % การเก็บหัวแร่ทองคำได้ภายหลังการสกัด 24 ชั่วโมง

pH	R ²	Second Order Regression Equations
10.0	0.9183	$Y = 66.744 + 3.3262X - 0.158X^2$
10.5	0.8969	$Y = 42.252 + 10.416X - 0.6918X^2$
11.0	0.9938	$Y = 40.565 + 9.2085X - 0.5798X^2$

Y = % การเก็บหัวแร่ทองคำได้ X = ค่าความเข้มข้นของออกซิเจนที่ละลายอยู่ในสารละลาย

เมื่อกำหนดให้ค่าอนุพันธ์ของสมการเหล่านี้ (Derivatives of Equations) เท่ากับศูนย์ จะทำให้สามารถคำนวณค่าความเข้มข้นของออกซิเจนที่ละลายอยู่ในสารละลายที่จะให้ค่า % การเก็บหัวแร่ทองคำได้สูงสุดที่ pH ต่าง ๆ ตามตารางที่ 4.9

ตารางที่ 4.9 สมการเชิงอนุพันธ์ระหว่างค่าความเข้มข้นของออกซิเจนที่ละลายอยู่ในสารละลายและ % การเก็บหัวแร่ทองคำได้ภายหลังการสกัด 24 ชั่วโมงที่ pH คงที่

pH	Derivatives of Equations	Calculated O ₂ , ppm, D(Y) = 0	Au % Recovery
10.0	$D(Y) = 3.3262 - 0.316X$	10.53	84.25
10.5	$D(Y) = 10.416 - 1.3836X$	7.53	81.46
11.0	$D(Y) = 9.2085 - 1.1596X$	7.94	77.13

บทที่ 5

สรุปผลการศึกษาและข้อเสนอแนะ

5.1 สรุปผลการศึกษา

1. จากการศึกษาขั้นต้นบ่งชี้ว่า ตัวอย่างจากแหล่ง Bo Sup Trup ประเทศกัมพูชา ในส่วนของแร่ปฐมภูมิ เป็นแร่ทองคำซัลไฟด์เกิดร่วมกับแร่ควอตซ์ เมื่อทำการบดลดขนาดให้มีขนาดที่เหมาะสมกับกระบวนการแต่งแร่ แบบง่ายด้วยความถ่วงจำเพาะที่ขนาด - 20 เมช ได้หัวแร่ (Concentrate) ที่สามารถเก็บได้ 23.64% โดยน้ำหนัก ไม่พบลักษณะที่มองเห็นได้ของทองคำบโนตะแยกแร่ เมื่อวิเคราะห์ด้วย XRF XRD และ AAS พบว่ามีองค์ประกอบของ Base Metal และ Sulphide โดยพบทองคำ 284 ppm โดยประมาณ อาจกล่าวได้ว่าเป็นแร่ทองคำที่ไม่สามารถมองเห็นด้วยตาเปล่า (Invisible Gold)

2. หัวแร่ทองคำซัลไฟด์ที่ได้จากโตะแยกแร่ภายหลังการบดด้วยเครื่องบดแร่แบบบดด้วยท่อนเหล็ก (Rod Mill) 1 ชั่วโมงพบว่ามีความยาวของแร่เฉลี่ยประมาณ 32.3 ไมครอน และมีขนาดโดยรวมเล็กกว่า 118.4 ไมครอน

3. แม้ว่าจะเป็นแร่ทองคำซัลไฟด์ แต่เมื่อทำการสกัดแร่ทองคำด้วยสารละลายไซยาไนด์ที่บางสภาวะ สามารถให้ค่า % การเก็บหัวแร่ทองคำได้สูงเกินกว่า 80% ภายหลังการสกัด 24 ชั่วโมง ซึ่งอาจเรียกได้ว่าเป็นแร่ Non-refractory ได้ แต่ในกระบวนการสกัดต้องได้รับการปรับ pH เป็นระยะเวลาที่เหมาะสมจนการเปลี่ยนแปลงของ pH ก่อนเริ่มทำการสกัดภายหลังการเติมไซยาไนด์มีค่าน้อย

4. ผลของการสกัดแร่ทองคำ พฤติกรรมต่าง ๆ ขององค์ประกอบของแร่ ตลอดจนปฏิกิริยาที่เกิดขึ้นตั้งแต่การปรับสภาพ pH จนถึงการสกัดแร่ทองคำ ต่ออัตราและปริมาณการสกัดทองคำได้ สามารถอธิบายได้ด้วยข้อมูลที่ได้พบทวนไว้ในบทที่ 2

5. สภาวะของการสกัดแร่ทองคำด้วยสารละลายไซยาไนด์ที่น่าสนใจและเหมาะต่อการนำไปปรับปรุงกระบวนการสกัดแร่ทองคำเชิงพาณิชย์อยู่ที่ pH 10.0 โดยมีค่าความเข้มข้นของออกซิเจนที่ละลายอยู่ในสารละลาย 6 – 10 ppm

6. ค่า % การเก็บหัวแร่ทองคำได้ที่ดีที่สุดของการศึกษานี้คำนวณจากสมการการถดถอยที่ไม่ใช่เชิงเส้น (Second Order Regression) คือ 84.25% ที่ค่าความเข้มข้นของออกซิเจนที่ละลายอยู่ในสารละลาย 10.53 ppm ที่ค่า pH 10.0

7. ที่ระดับ pH สูงมาก ๆ การเปลี่ยนแปลงค่าความเข้มข้นของออกซิเจนที่ละลายอยู่ในสารละลายไม่ค่อยมีผลต่อ % การเก็บหัวแร่ทองคำได้

8. ค่า % การเก็บหัวแร่ทองคำได้ที่ดีที่สุดสำหรับการสกัดแร่ที่ pH 10.5 และ 11.0 คำนวณได้จากสมการการถดถอยที่ไม่ใช่เชิงเส้น (Second Order Regression) คือ 81.46% และ 77.13% ตามลำดับ

9. ความเข้มข้นของออกซิเจนที่ละลายอยู่ในสารละลายที่ดีที่สุดสำหรับการสกัดที่ pH 10.5 และ 11.0 คำนวณได้จากสมการการถดถอยที่ไม่ใช่เชิงเส้น (Second Order Regression) คือ 7.53 และ 7.94 ppm

10. ที่ pH 9.5 ค่า % การเก็บหัวแร่ทองคำได้ไม่น่าสนใจ ทั้งยังต้องใช้ไซยาไนด์ในปริมาณที่สูงเกินไปในการสกัดแร่ทองคำด้วย

11. การปรับ pH ของแร่ก่อนการสกัดแร่ด้วยปูนขาวในปริมาณที่มากเกินไป ทำให้การสกัดทองคำไม่เพิ่มขึ้นภายหลังการสกัด 8 ชั่วโมงแล้ว แต่ถ้าใช้เวลาในการปรับค่า pH ด้วยปูนขาวน้อยเกินไป ก็จะทำให้ต้องใช้ไซยาไนด์ในการสกัดแร่มากขึ้น

12. ในขณะทำการสกัดแร่ทองคำ ถ้าใช้ไซยาไนด์ปริมาณมากจะสกัดทองคำได้มาก แต่ก็ใช้ปูนขาวมากตามไปด้วย ปริมาณการใช้ไซยาไนด์และปูนขาวสำหรับการศึกษานี้อยู่ระหว่าง 1.49 – 2.49 g/kg แร่ และ 1.99 – 4.92 g/kg แร่

5.2 ข้อเสนอแนะ

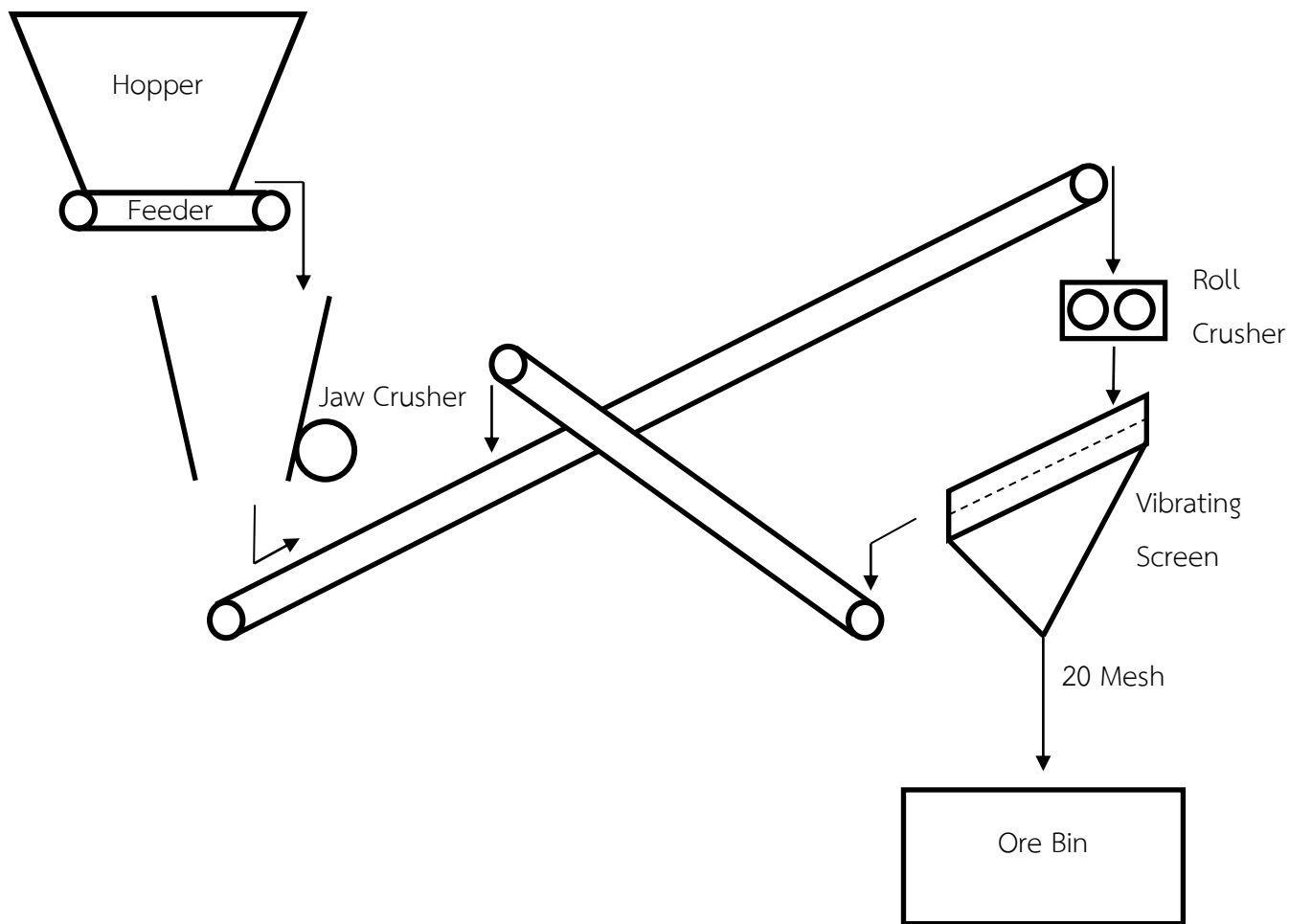
ข้อมูลต่าง ๆ ที่ได้จากการศึกษานี้ เมื่อนำมาวิเคราะห์เพื่อประยุกต์ใช้ในกระบวนการสกัดแร่ทองคำซัลไฟด์ด้วยสารละลายไซยาไนด์เชิงพาณิชย์แล้ว พบว่า น่าจะประกอบด้วยขั้นตอนต่าง ๆ 5 ขั้นตอนดังนี้

1. ขั้นตอนการบดย่อยและคัดขนาดแร่

แร่ที่ผลิตได้จากเหมืองจะถูกเตรียมให้มีขนาด – 20 เมช เพื่อเป็นวัตถุดิบป้อนเข้าสู่กระบวนการแต่งแร่ด้วยความถ่วงจำเพาะ โดยที่เครื่องมืออุปกรณ์ที่ใช้แสดงในรูปที่ 5.1 ประกอบด้วย

- 1) ถังบรรจุแร่พร้อมสายพานป้อนแร่ (Hopper Feeder)
- 2) เครื่องย่อยแร่แบบปากขบ (Jaw Crusher)
- 3) สายพานลำเลียง 2 ชุด
- 4) ตะแกรงคัดขนาดแบบชั้นเดียวที่มีขนาดรูตะแกรง 20 เมช
- 5) เครื่องย่อยแร่แบบลูกกลิ้ง (Roll Crusher)
- 6) ถังบรรจุแร่ (Ore Bin)

แร่ก้อนจากเหมืองจะถูกลำเลียงมาบรรจุในถังบรรจุแร่เพื่อให้สายพานป้อนแร่ส่งแร่ตามปริมาณที่กำหนดเข้าสู่เครื่องย่อยแร่แบบปากขบที่มีขนาดปากใหญ่เพียงพอและเหมาะสมกับขนาดของแร่ป้อน แร่ที่ผ่านเครื่องย่อยแบบปากขบแล้ว จะตกลงบนสายพานลำเลียงเพื่อส่งไปบดย่อยให้ละเอียดขึ้นอีกครั้งด้วยเครื่องย่อยแบบลูกกลิ้งลงสู่ตะแกรงคัดขนาดที่มีรูตะแกรง 20 เมชโดยตรง แร่ที่มีขนาดใหญ่กว่า 20 เมช จะถูกคัดเพื่อวนกลับเข้าสู่เครื่องย่อยแร่แบบลูกกลิ้งด้วยสายพานลำเลียงอย่างต่อเนื่อง แร่ที่ผ่านตะแกรง 20 เมชแล้วจะถูกเก็บรวบรวมอยู่ในถังบรรจุแร่



รูปที่ 5.1 แสดงขั้นตอนการบดคัดขนาดแร่

2. ขั้นตอนการแต่งแร่ด้วยโต๊ะแยกแร่ (Shaking Table)

สำหรับขั้นตอนนี้เป็นขั้นตอนการเตรียมหัวแร่ทองคำสไลด์เข้มข้นโดยใช้กระบวนการที่สะดวก รวดเร็ว และง่ายต่อการปรับตั้ง ใช้พลังงานต่ำ เพื่อคัดแยกเอาแร่อื่นที่ไม่มีทองคำปะปนอยู่หรือมีอยู่น้อยออก ซึ่งจะเป็นการเพิ่มความเข้มข้นของทองคำสำหรับกระบวนการสกัดแร่ทองคำด้วยสารละลายไซยาไนด์ อันจะทำให้เครื่องมือที่ใช้สำหรับกระบวนการสกัดแร่ทองคำมีขนาดเล็กลง ง่ายต่อการจัดการอุปกรณ์ต่อพ่วงต่าง ๆ รวมทั้งการจัดการเกี่ยวกับแร่ ประหยัดพลังงานและปริมาณการใช้สารเคมีด้วย เครื่องมือสำหรับขั้นตอนนี้แสดงในรูปที่ 5.2 ประกอบด้วย

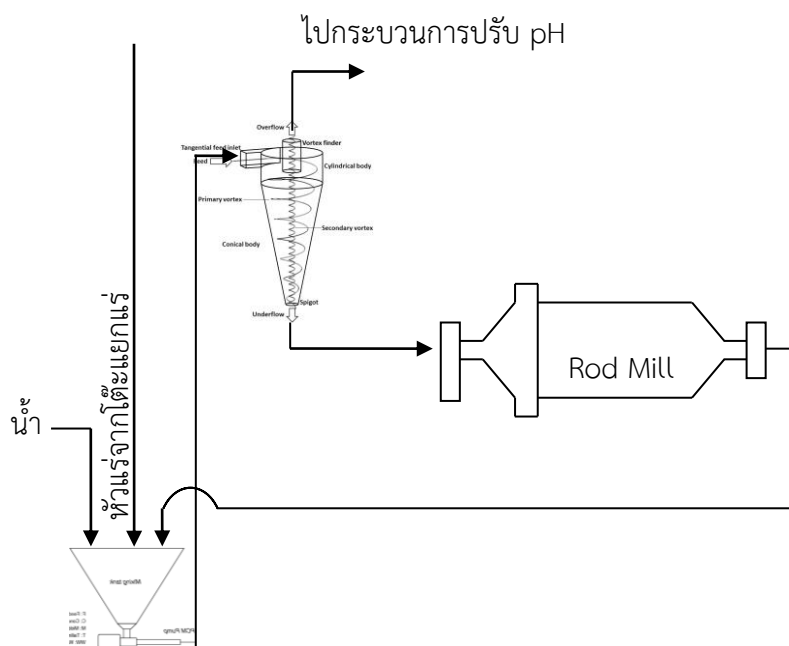
- 1) ถังบรรจุแร่ (Ore Bin) จากขั้นตอนการบดย่อยแร่
- 2) สายพานป้อนแร่ที่ปรับตั้งปริมาณได้ (Belt Feeder)
- 3) ถังป้อนส่วนผสมแร่กับน้ำที่สามารถปรับอัตราส่วนผสมได้
- 4) โต๊ะแยกแร่ (Shaking Table)
- 5) ถังรับส่วนผสมหัวแร่กับน้ำจากโต๊ะแยกแร่เพื่อป้อนเข้าสู่กระบวนการบดละเอียด
- 6) ถังรับหางแร่ (Tailing) พร้อมปั๊มส่งแร่และไฮโดรไซโคลอนเพื่อส่งไปทิ้ง

[illegible]

3. ขั้นตอนการบดละเอียด

- 1) ถังรับหัวแร่จากโต๊ะแยกแร่
- 2) บ่มส่งส่วนผสมแร่กับน้ำ
- 3) ไฮโดรไซโคลอน
- 4) เครื่องบดแร่แบบบดด้วยท่อนเหล็ก (Rod Mill)

หัวแร่ทองคำซัลไฟด์จากโตะแยกแร่จะถูกรวบรวมลงสู่ถังรับหัวแร่ซึ่งทำหน้าที่รับแร่ที่ผ่านการบดจากเครื่องบดแร่แบบบดด้วยท่อนเหล็ก (Rod Mill) ด้วย ส่วนผสมทั้งสองจะถูกปรับค่าความเข้มข้นให้มีอัตราส่วนผสมของแร่กับน้ำที่พอเหมาะที่ปัมส่งแร่จะสามารถสูบน้ำส่วนผสมไปทำการคัดขนาดและแยกน้ำส่วนใหญ่ออกด้วยไฮโดรไซโคลน แร่ที่มีขนาดหยาบกว่า 100 ไมครอนโดยประมาณที่คัดออกจากปลายกรวยของไฮโดรไซโคลนจะถูกส่งกลับไปบดในเครื่องบดแร่แบบบดด้วยท่อนเหล็ก (Rod Mill) ในขณะที่แร่ที่ละเอียดกว่า 100 ไมครอนโดยประมาณจะถูกคัดแยกออกจากไฮโดรไซโคลนร่วมกับน้ำที่ด้านบนของทรงกระบอกเพื่อเข้าสู่กระบวนการปรับ pH ก่อนกระบวนการสกัดทองคำด้วยสารละลายไซยาไนด์



รูปที่ 5.3 แสดงขั้นตอนการบดละเอียดต่อวงจรปิดกับไฮโดรไซโคลน

4. ขั้นตอนการปรับ pH ก่อนการสกัดแร่ด้วยสารละลายไซยาไนด์

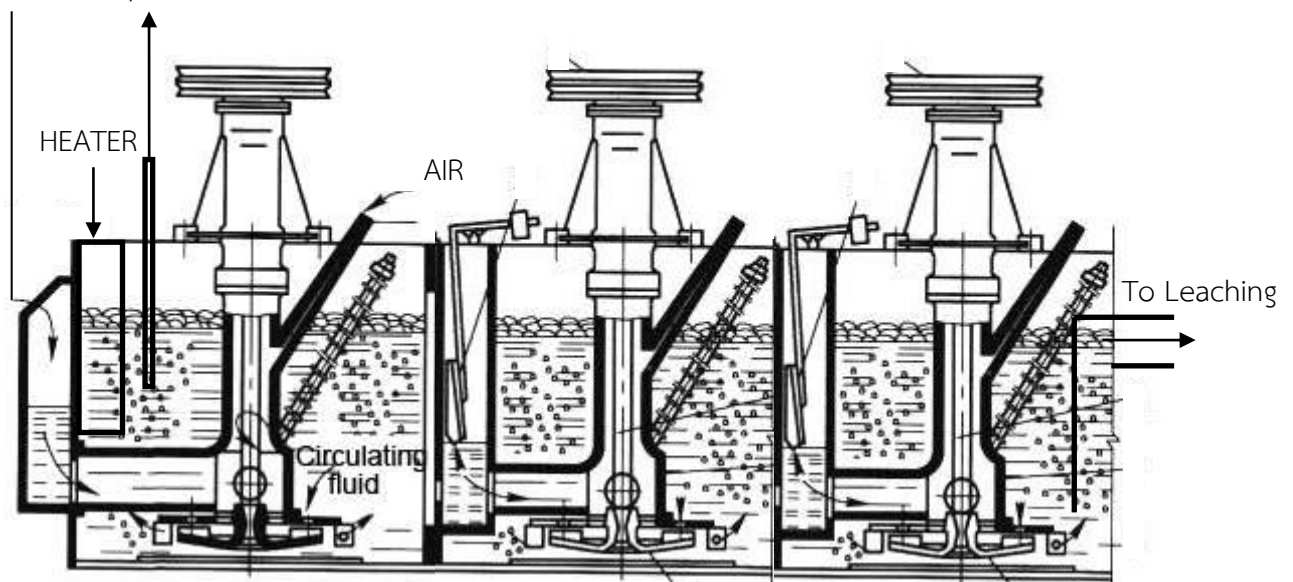
เนื่องจากแร่ทองคำซัลไฟด์ในสภาพธรรมชาติไม่เสถียรต่อสารเคมี จึงมีความพยายามที่จะปรับสภาพเบื้องต้นให้มีความเสถียรพอเหมาะต่อสภาวะต่าง ๆ ที่ต้องการในการสกัดแร่ทองคำด้วยสารละลายไซยาไนด์ โดยการปรับสภาพแร่ดังกล่าว เน้นการปรับค่า pH ของส่วนผสมแร่กับน้ำเพื่อให้เข้าสู่ค่า pH ที่กำหนด ซึ่งในขณะกวนปรับค่า pH นั้น อาจมีการเติมอากาศได้บางส่วน เครื่องมืออุปกรณ์ที่ใช้ในการปรับค่า pH แสดงในรูปที่ 5.4 ประกอบด้วย

- 1) ช่องรับส่วนผสมแร่กับน้ำที่ผ่านการบดละเอียด
- 2) ถังกวนส่วนผสมแร่กับน้ำที่ต่อเนื่องกัน
- 3) ใบกวนแร่ที่ติดตั้งอยู่ในถังกวน ประกอบด้วยกลไกที่สามารถดูดอากาศเข้าสู่ส่วนผสมภายในถังกวนได้
- 4) Heater ให้ความร้อน
- 5) อุปกรณ์ตรวจวัด pH

ส่วนผสมแร่กับน้ำที่มีขนาดเล็กกว่า 100 ไมครอนจาก Overflow ของไฮโดรไซโคลนในขั้นตอนการบดละเอียดจะถูกป้อนลงในช่องป้อนของถังกวนส่วนผสมครั้งแรก ในขณะเดียวกันจะมีการเติมปูนขาวหรืออาจมีการเติมน้ำร่วมด้วยเข้าสู่กระบวนการกวนส่วนผสม ซึ่งหากมีความจำเป็นที่อุณหภูมิภายนอกต่ำกว่า 30 °C Heater จะถูกเปิดเพื่อเพิ่มอุณหภูมิหรือในกรณีที่มีความจำเป็นต้องใช้อากาศ กลไกการเติมอากาศของใบกวนส่วนผสมจะถูกเปิดเพื่อเพิ่มอากาศเข้าสู่ส่วนผสม ถึงกวนส่วนผสมจะถูกคำนวณให้รองรับปริมาณของส่วนผสมตามระยะเวลาการกวนที่ต้องการ ส่วนผสมแร่และน้ำที่ถูกปรับ pH จะไหลจากถังกวนใบแรกไปสู่ใบถัด ๆ ไป เพื่อเพิ่มโอกาสในการสัมผัสของเม็ดแร่กับปูนขาวให้ทั่วถึงในขณะปรับค่า pH จนถึงถังกวนใบสุดท้าย ส่วนผสมแร่กับน้ำที่ปรับค่า pH แล้วจะล้นออกสู่กระบวนการสกัดแร่ด้วยสารละลายไซยาไนด์ในขั้นตอนต่อไป

Slurry from grinding plant

WATER, LIME pH Meter



รูปที่ 5.4 แสดงขั้นตอนการปรับสภาพแร่ก่อนการสกัดแร่

5. ขั้นตอนการสกัดทองคำด้วยสารละลายไซยาไนด์

เป็นขั้นตอนสุดท้ายของกระบวนการ ไซยาไนด์จะถูกเติมในขั้นตอนนี้เพื่อให้ทำปฏิกิริยากับทองคำและอาจมีปฏิกิริยาทางเคมีขององค์ประกอบอื่น ๆ ร่วมด้วย ค่า pH จะถูกปรับตั้งไว้ที่ 10.0 ปริมาณไซยาไนด์ที่ใช้เริ่มต้นคือ 1 g/kg แร่ หรือ 0.043% และถูกปรับเพิ่มในแต่ละถังสกัดตามปริมาณที่คำนวณจากสมการ

$$C_t = 1 * \exp(-at) \quad : \quad \text{g NaCN/kg solids}$$

$$a = \ln(2)/24 \quad t = \text{ช่วงเวลาตั้งแต่ 0-24 ชั่วโมง}$$

โดย C_t จะเป็นค่าความเข้มข้นของไซยาไนด์ที่เวลา t

อุปกรณ์ตรวจวัด pH จะถูกติดตั้งในถังสกัดทุกใบเพื่อเตือนให้มีการเติมปูนขาวซึ่งจะทำให้ค่า pH คงอยู่ในระดับ 10.0 ตลอดระยะเวลาการสกัดแร่ ในขณะที่ Oxygen Meter จะตรวจจับสัญญาณการละลายของออกซิเจนในสารละลาย เพื่อให้สามารถเติมอากาศเข้าสู่กระบวนการได้อย่างคงที่ตลอดระยะเวลาการกวนที่ 6 – 10 ppm เครื่องมืออุปกรณ์ที่ใช้ในขั้นตอนนี้แสดงในรูปที่ 5.5 ประกอบด้วย

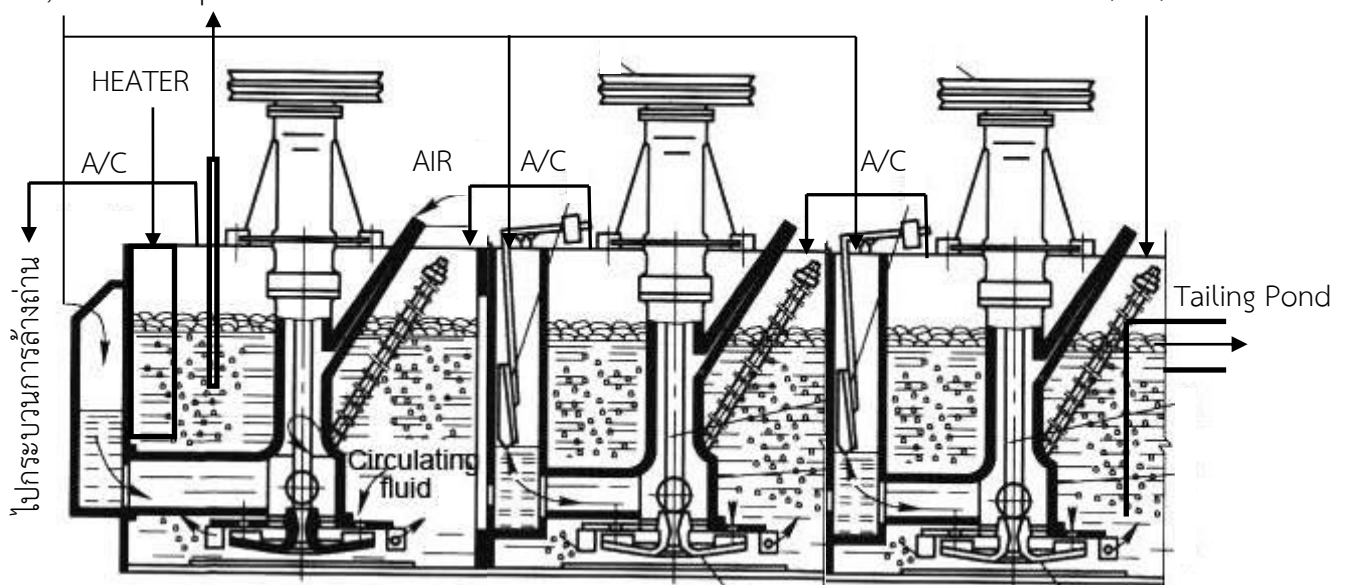
- 1) ถังสกัดแร่
- 2) อุปกรณ์ตรวจวัด pH
- 3) Heater ควบคุมอุณหภูมิ
- 4) ใบกวนส่วนผสมแร่และสารละลาย
- 5) กลไกการเติมอากาศ
- 6) อุปกรณ์ตรวจวัดออกซิเจนในสารละลาย (Oxygen Meter)
- 7) กระบวนการดูดซับทองคำด้วยถ่านกัมมันต์

ส่วนผสมแร่กับน้ำที่ผ่านการปรับสภาพ pH แล้ว จะถูกป้อนเข้าสู่ถังกวนสกัดแร่พร้อมไซยาไนด์และปูนขาว โดยมี pH และ Oxygen Meter คอยตรวจวัดค่า pH และออกซิเจนที่ละลายอยู่ในสารละลายขณะทำการสกัดแร่ หากจำเป็น Heater จะถูกเปิดเพื่อควบคุมอุณหภูมิเช่นเดียวกับอากาศที่จะถูกเติมเข้าสู่กระบวนการผ่านกลไกการเติมอากาศของใบกวน เมื่อตรวจพบว่าค่าการละลายของออกซิเจนเริ่มลดลง ไซยาไนด์จะถูกคำนวณและเติมลงในถังสกัดแต่ละใบในขณะที่ปูนขาวจะถูกเติมทันทีที่ตรวจพบว่ามีค่า pH ลดลงจาก 10.0 ทั้งนี้เมื่อการสกัดแร่ดำเนินไปอย่างต่อเนื่องแล้ว กระบวนการเติมสารเคมีอาจไม่จำเป็นต้องมีการปรับตั้งอีก

Slurry from preconditioning

LIME, CYANIDE pH Meter

Activated Carbon (A/C)



รูปที่ 5.5 แสดงขั้นตอนการสกัดทองคำด้วยสารละลายไซยาไนด์

บรรณานุกรม

- กรมทรัพยากรธรณี. (2527). *คู่มือการแต่งแร่* (พิมพ์ครั้งที่ 3). กรุงเทพฯ: ฝ่ายสนเทศและวิเทศสัมพันธ์ กองเศรษฐกิจและเผยแพร่ กรมทรัพยากรธรณี.
- สุพจนา เจริญสิน. (2556). *บทปฏิบัติการที่ 6: Determination of heavy metal in sample by flame atomic absorption spectrophotometry* (เอกสารการสอนวิชาเครื่องมือวิเคราะห์ทางห้องปฏิบัติการเบื้องต้น (01600341) ภาคปฏิบัติการ). คณะเทคนิคการสัตวแพทย์ มหาวิทยาลัยเกษตรศาสตร์.
- Adamson, R.J. (1972). *Gold Metallurgy in South Africa* (pp. 95-100). Capetown: Cape & Transvaal Printers.
- Adorjan, L.A. (1990). *Report on Recovery of Gold from Nova Scotia Sulphide Concentrates* (CANMET Contract No. 23440-8-9166/01-ss). Halifax: Minerals Engineering Centre, Technical University of Nova Scotia.
- Akhtar, S. (1982). Cyanidation process – A review. In *Proceedings of Nevada Institute of Technology International Gold/Silver Conference II*. Reno: Nevada Institute of Technology.
- Angkor Wat Cement Co., Ltd. (2011). *Mine Expansion Exploration, Reserve Estimation and Feasibility Report: Sup Trup Gold Mine, Otdar Meanchey Province, Kingdom of Cambodia*. Bangkok: Geomin Co., Ltd.
- Barsky, G., Swainson, S.J. and Hedley, N. (1935). Dissolution of gold and silver in cyanide solutions. *Transactions of the Metallurgical Society of AIME*, 112, 660-667. New York: AIME.
- Bhakta, P., Langhans, J.W., Jr. and Lei, K.P.V. (1989). *Alkaline Oxidative Leaching of Gold-Bearing Arsenopyrite Ores* (Report of Investigations 9258). Virginia: U.S. Bureau of Mine.
- Cathro, K.J. (1963). The effect of oxygen in the cyanide process for gold recovery. In *Proceedings of the Australasian Institute of Mining and Metallurgy* (207, 181-205). Melbourne: The Australasian Institute of Mining and Metallurgy.
- Demopoulos, G.P. and Papangelakis, V.G. (1989). Recent advances in refractory gold processing. *CIM Bulletin*, 82, 85-91.
- Dorr, J.V.N. and Bosqui, F.L. (1950). *Cyanidation and Concentration of Gold and Silver Ores* (2nd ed.). New York: McGraw-Hill.
- ESCAP. (1993). *Atlas of mineral resources of the ESCAP region. Vol. 10: Cambodia*. New York: United Nations. Economic and Social Commission for Asia and the Pacific.

บรรณานุกรม (ต่อ)

- Espiell, F., roca, A., Cruells, M. and Nunez, C. (1986). Gold and silver recovery by cyanidation of arsenopyrite ore. *Hydrometallurgy*, 16, 141-151.
- Fink, C.G. and Putnam, G.L. (1950). The action of sulphide ion and of metal salts on the dissolution of gold in cyanide and solutions. *Transactions of the Metallurgical Society of AIME*, 187, 952-955.
- Finkelstein, N.P. (1972). The chemistry of the extraction of gold from its ores. In R.J. Adamson (Ed.), *Gold Metallurgy in South Africa* (pp. 284-351). Cape Town: Cape & Transvaal Printers Ltd.
- French, J.H. and Jones, H. (1933). Reduction works practice at Morro Velho. *Brazilian Transactions of the Institute for Mining and Metallurgy*, 42, 189-267.
- Habashi, F. (1966). The Theory of Cyanidation. *Transactions of the Metallurgical Society of AIME*, 235, 236-239. New York: AIME.
- Habashi, F. (1970). *Principles of Extractive Metallurgy* (Vol. II). New York: Gordon and Breach Science Publishers.
- Haden, T. (1938). The control of the alkalinity of cyanide pulps – recent work at Morro Velho. *Brazilian Transactions of the Institute for Mining and Metallurgy*, 47, 381-416.
- Hedley, N. and Tabachnick, H. (1968). *Chemistry of Cyanidation Mineral Dressing Notes* (No. 23). Wayne: American Cyanamid Company.
- Henley, K.J. (1975). Gold-ore mineralogy and its relation to metallurgical treatment. *Minerals Science and Engineering*, 7, 289-312.
- Hutchins, S.R., Brierley J.A. and Brierley C.L. (1988). Microbial pretreatment of refractory sulphide and carbonaceous ores improves the economics of gold recovery. *Mining Engineering*, 40, 249-254.
- INRES Researcher. (2015). *Economy of Geologic Potential of Cambodia: Copper and Gold*. Retrieved from <https://ickhmer.wordpress.com/2015/12/18/economy-of-geologic-potential-of-cambodia-copper-and-gold/>
- Julian, H.F. and Smart, E. (1921). *Cyanidation of Gold and Silver Ores*. London: Griffen.

บรรณานุกรม (ต่อ)

- Kesler, S.B. and Shergold, H.L. (1978). Behavior of oxidized zinc minerals in sodium cyanide solution. *Transactions of the Institution of Mining and Metallurgy*, 87, C50-C59.
- Komnitsas, C. and Pooley, F.D. (1989). Mineralogical characteristics and treatment of refractory gold ores. *Minerals Engineering*, 2, 449-457.
- Kudryk, V. and Kellogg, H.H. (1954). Mechanism and rate – controlling factors in the dissolution of gold in cyanide solutions. *Journal of Metals*, 6, 541-548.
- Kun, S.C. and Say, T.S. (1986). Apercu sur la Geologie et les Ressources Minerales du Kampuchea. In Tuong, T.D. (Ed.), *First Conference on the Geology of Indochina, Hanoi, Vietnam* (p. 533-554). Hanoi: General Department of Geology of Vietnam.
- Lakshmanan, V.I. and Childs, A.M. (1984). Treatment of refractory gold ores. In *Proceedings of the 14th CIM Annual Hydrometallurgical Meeting*. Timmins, Ontario: CIM.
- LEGA Corporation Co., Ltd. (2016). ประเภทของเซนเซอร์วัดออกซิเจนในน้ำ (DO Sensors). Retrieved from <https://legatool.com/wp/10768/>
- Liddell, K.S. (1988). Improved recoveries of gold from pyrite and calcine by the metprotech fine milling process. In C.O. Brawner (Ed.), *Gold Mining 88: Proceedings of the Second International Conference on Gold Mining* (pp. 318-332). Littleton: SME.
- Milligan, D.A. and Muhthadi, O.A. (1988). Chemical Solution Control. In Dirk J.A. van Zyl, Ian P.G. Hutchison and Jean E Kiel (Eds.), *Introduction to Evaluation Design and Operation of Precious Metal Heap Leaching Projects* (pp. 107-123). Littleton, SME.
- Muir, D.M., La Brooy, S.R. and Cao, C. (1989). Recovery of gold from copper-bearing ores. In Roshan B. Bhappu and Rod J. Harden (Eds.), *Gold Forum on Technology and Practices "World Gold 89": Proceedings of the First Joint International Meeting Between SME and Aus.IMM* (pp. 363-374). Littleton, SME.
- Petruk, W. (1989). Recent progress in mineralogical investigations related to gold recovery. *CIM Bulletin*, 82, 37-39.
- Pizarro, R.S. and Schlitt, W.J. (1984). Innovative technology For Improved Processing of Gold Ores. *Mining Engineering*, 36, 1533-1536.

บรรณานุกรม (ต่อ)

- Quast, K.B. and Newell, R. (1987). *Gold Ore Processing Technology*. Adelaide : Australian Mineral Foundation Incorporated.
- Rose, T.K. and Newman, W.A.C. (1937). *The Metallurgy of Gold*. London: Charles Griffin & Company, Limited.
- Sanchez, V. and Hiskey, J.B. (1988). An electrochemical study of the surface oxidation of arsenopyrite in alkaline media. *Metallurgical Transactions B*, 19, 943-949.
- Schwartz, G.M. (1944). The host minerals of native gold. *Economic Geology*, 39, 371-411.
- Science Tech Co., Ltd. (2018). *pH Meter*. Retrieved from <http://www.sa.sciencetech.co.th/pdf/Micro.pdf>
- Shoemaker, R.S. (1990). Refractory gold ore processing. In Maurice C. Fuerstenau and James L. Hendrix (Eds.), *Advances in Gold and Silver Processing: Proceedings of the symposium at GoldTech 4* (pp. 113-118). Littleton, SME.
- Smith, A. and Struhsacker, D.M. (1988). Cyanide geochemistry and detoxification regulations. In Dirk J.A. van Zyl, Ian P.G. Hutchison and Jean E Kiel (Eds.), *Introduction to Evaluation Design and Operation of Precious Metal Heap Leaching Projects* (pp. 275-292). Littleton, SME.
- Smith, P.K. (1988). Stop 1-3: Tangier. In D.R. Macdonald and K.A. Mills (Eds.), *Prospecting in Area of Glaciated Terrain – 1988: Glacial Geology and Mineral Deposits of Mainland Nova Scotia* (pp. 21-29). Halifax, Nova Scotia: CIM.
- Stamboliadis, E., McHardy, J. and Salman, T. (1976). The effect of copper ions on the cyanidation of a gold ore. *CIM Bulletin*, 69, 128-130.
- Stenhouse, J.F. and Armstrong, W.M. (1952). The aqueous oxidation of pyrite. *CIM Bulletin*, 45, 48-52.
- Suttill, K.R. (1989). Bio-oxidation for refractory gold. *Engineering and Mining Journal*, 190, 31-32.
- Young, R.S. (1971). Miscellaneous analyses and data. In *Chemical Analysis Extractive Metallurgy* (pp. 390-398). London: Charles Griffin & Company Limited.

ภาคผนวก ก

รายละเอียดผลวิเคราะห์ XRF ของแร่ทองคำ

ตารางที่ ก.1 แสดงผลวิเคราะห์ธาตุองค์ประกอบของแร่ดิบจากแหล่ง Bo Sup Trup ประเทศกัมพูชาตามตารางที่ 4.1

El	PPM	+/-
Si	43.53%	0.1510%
LE	35.69%	0.2149%
S	9.52%	0.0353%
Fe	9.19%	0.0515%
Mg	1.30%	0.0300%
Al	7048	343.32
Zr	275	3.94
Cu	224	30.86
Zn	59	11.54
As	27	4.71
Pb	21	4.82
Y	7	1.14
Sr	4	0.95
Nb	4	1.15

ตารางที่ ก.2 ผลวิเคราะห์องค์ประกอบของธาตุของหัวแร่ที่ได้จากโตะแยกแร่ ด้วยเครื่อง XRF ยี่ห้อ OLYMPUS ของกรมอุตสาหกรรมพื้นฐานและการเหมืองแร่ ตามตารางที่ 4.3

El	PPM	+/-
Fe	35.42%	0.1806%
LE	30.78%	0.3327%
S	28.80%	0.1427%
Mg	2.11%	0.0586%
Si	1.44%	0.0199%
Al	1.17%	0.0536%
Mn	707	86.59
Cr	664	91.60
Cu	545	49.54
P	379	54.84
W	187	30.08
As	108	10.54
Zr	96	3.35
Pb	78	10.45
Bi	21	4.78
Sn	18	3.69
Mo	10	1.55
Y	9	1.83

ตารางที่ ก.3 ผลวิเคราะห์องค์ประกอบของธาตุของหัวแร่ที่ได้จากโตะแยกแร่ ด้วยเครื่อง XRF ยี่ห้อ Bruker ของบริษัท Siam Frit จำกัด ตามตารางที่ 4.4

Fe	Si	Al	Ca	P	Ag	S	Gd	Mg	K	Mn
57.80%	12.60%	1.23%	0.23%	0.19%	0.15%	0.11%	874	609	578	573
							PPM	PPM	PPM	PPM
Ti	Cu	Au	Zn	As	Cl	V	Zr	Cr	Sr	
407	326	284	193	190	174	57.9	31.3	31.0	20.4	
PPM	PPM	PPM	PPM	PPM	PPM	PPM	PPM	PPM	PPM	

ภาคผนวก ข

วิธีวิเคราะห์ทองคำในหัวแร่ที่ได้จากโตะแยกแร่

โดย Fire assay – Flame AAS method

ด้วยเครื่องวัดการดูดกลืนแสงของอะตอม (AAS)

Analyst

Date Started 9:54 7/5/2020

Worksheet Au 02

Comment

Methods Au

Computer name COMP-PC

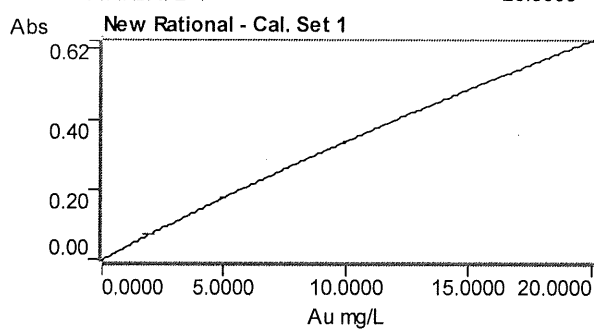
Serial Number:

Nominal Weight = 1.0000

Nominal Volume = 1.0000

Method: Au (Flame)

Sample ID	Conc mg/L	%RSD	Mean Abs	Weight	Volume
CAL ZERO	0.0000	45.9	-0.0005	1.0000	1.0000
STANDARD 1	2.0000	0.4	0.0727	1.0000	1.0000
STANDARD 2	5.0000	0.5	0.1732	1.0000	1.0000
STANDARD 3	10.0000	0.3	0.3341	1.0000	1.0000
STANDARD 4	20.0000	0.3	0.6207	1.0000	1.0000



Curve Fit = New Rational

Characteristic Conc = 0.1204 mg/L

r = 1.0000

Calculated Conc = -0.0141 2.0268 4.9638 10.0014 20.0076

Residuals = 0.0141 -0.0268 0.0362 -0.0014 -0.0076

Conc = A

$$(0.00186 \times A \times A - 0.01011 \times A + 0.03658)$$

Std 2 ppm	1.9102	0.2	0.0686	1.0000	1.0000
16	278.0757	0.3	0.5074	5.0000	25.000
17	284.7035	0.4	0.5412	5.0000	25.000
18	281.3425	0.5	0.5703	5.0000	25.000
19	283.4979	0.3	0.5908	5.0000	25.000
16	270.7550	0.5	0.5178	5.0000	25.000
19	282.7957	0.4	0.6071	5.0000	25.000

Analyst

Date Started 13:25 7/5/2020

Worksheet Au 03

Comment

Methods Au

Computer name COMP-PC

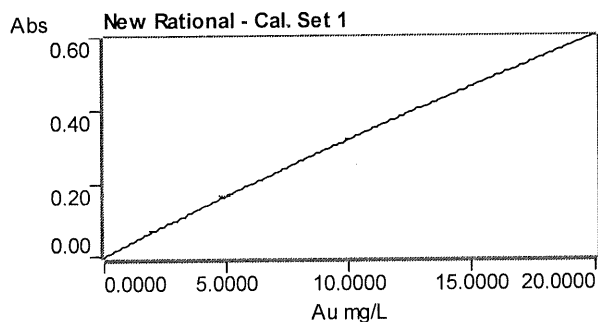
Serial Number: EL04033074

Nominal Weight = 1.0000

Nominal Volume = 1.0000

Method: Au (Flame)

Sample ID	Conc mg/L	%RSD	Mean Abs	Weight	Volume
CAL ZERO	0.0000	12.3	-0.0009	1.0000	1.0000
STANDARD 1	2.0000	0.2	0.0676	1.0000	1.0000
STANDARD 2	5.0000	0.3	0.1625	1.0000	1.0000
STANDARD 3	10.0000	0.6	0.3152	1.0000	1.0000
STANDARD 4	20.0000	0.6	0.5969	1.0000	1.0000



Curve Fit = New Rational

Characteristic Conc = 0.1296 mg/L

r = 1.0000

Calculated Conc = -0.0277 2.0221 4.9753 9.9935 20.0087

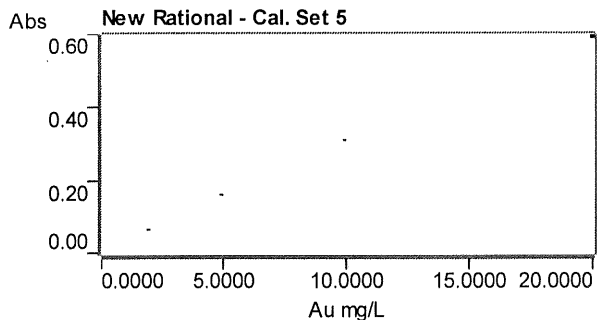
Residuals = 0.0277 -0.0221 0.0247 0.0065 -0.0087

Conc = A

$$(0.00279 \times A \times A - 0.00363 \times A + 0.03399)$$

Std 5 ppm	4.8979	0.1	0.1601	1.0000	1.0000
1.1	4.8755	0.3	0.1594	1.0000	1.0000
1.2	9.9691	1.2	0.3145	1.0000	1.0000
1.4	12.3021	0.3	0.3825	1.0000	1.0000
1.8	15.1529	0.2	0.4635	1.0000	1.0000
1.16	17.2136	0.2	0.2218	1.0000	1.0000
1.24	191.8446	0.1	0.5746	1.0000	1.0000
2.1	12.1496	0.4	0.3781	1.0000	1.0000
2.2	21.4241	0.2	0.2226	1.0000	1.0000
2.4	29.7308	0.2	0.3128	1.0000	1.0000
2.8	35.6345	0.7	0.2830	1.0000	1.0000
2.16	39.4113	0.4	0.0659	1.0000	1.0000
2.24	42.5121	0.3	0.5057	1.0000	1.0000
3.1	6.9806	0.3	0.2247	1.0000	1.0000
3.8	19.8896	0.8	0.1309	1.0000	1.0000
3.16	24.7658	0.5	0.1618	1.0000	1.0000
3.24	26.9774	0.2	0.2855	1.0000	1.0000
4.1	5.9223	0.5	0.1921	1.0000	1.0000
4.2	9.8853	0.3	0.3120	1.0000	1.0000
4.4	13.9177	0.7	0.4287	1.0000	1.0000

4.8	17.0646	0.4	0.2200	1.0000	1.0000
4.16	21.9271	0.6	0.2208	1.0000	1.0000
4.24	25.1188	0.2	0.0969	1.0000	1.0000
std 5 ppm	4.8415	0.3	0.1583	1.0000	1.0000
3.2	10.7134	0.3	0.3364	1.0000	1.0000
3.4	14.6279	0.3	0.4487	1.0000	1.0000
5.1	10.7223	1.5	0.3367	1.0000	1.0000
5.2	14.7737	0.4	0.4528	1.0000	1.0000
5.4	21.5842	0.6	0.2175	1.0000	1.0000
5.8	29.1603	0.5	0.3072	1.0000	1.0000
5.16	35.0560	0.9	0.2787	1.0000	1.0000
5.24	42.4451	0.5	0.5050	1.0000	1.0000
6.1	8.7376	0.3	0.2779	1.0000	1.0000
6.2	13.9099	0.3	0.4285	1.0000	1.0000
6.4	17.6483	0.3	0.5327	1.0000	1.0000
6.8	21.7983	0.4	0.2195	1.0000	1.0000
6.16	25.2594	0.4	0.0974	1.0000	1.0000
6.24	28.0371	0.7	0.3385	1.0000	1.0000
7.1	11.8646	0.4	0.3699	1.0000	1.0000
7.2	17.8380	0.4	0.5379	1.0000	1.0000
7.4	26.2151	0.4	0.2779	1.0000	1.0000
7.8	36.0538	1.0	0.4257	1.0000	1.0000
7.16	37.8324	0.3	0.1895	1.0000	1.0000
7.24	37.9101	0.1	0.1898	1.0000	1.0000
STANDARD 1	2.0000	0.4	0.0650	1.0000	1.0000
STANDARD 2	5.0000	0.2	0.1568	1.0000	1.0000
STANDARD 3	10.0000	0.7	0.3058	1.0000	1.0000
STANDARD 4	20.0000	0.8	0.5820	1.0000	1.0000
CAL ZERO	0.0000	>100	0.0000	1.0000	1.0000
Reslope	5.0000	84.8	-0.0001	1.0000	1.0000



Curve Fit = New Rational
 Characteristic Conc = *****
 r = *****
 Calculated Conc = 0.0000 0.0000 0.0000 0.0000 0.0000
 Residuals = 0.0000 2.0000 3.0000 7.0000 13.0000

Abs = 0.00000 x C

8.1	UNCAL	0.4	0.4465	1.0000	1.0000
std 5 ppm	UNCAL	0.2	0.1562	1.0000	1.0000

Analyst

Date Started 14:54 7/5/2020

Worksheet Au 04

Comment

Methods Au

Computer name COMP-PC

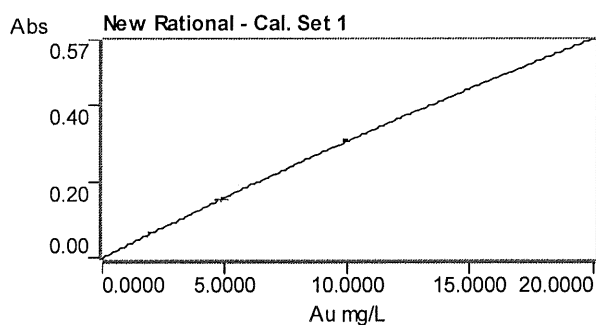
Serial Number:

Nominal Weight = 1.0000

Nominal Volume = 1.0000

Method: Au (Flame)

Sample ID	Conc mg/L	%RSD	Mean Abs	Weight	Volume
CAL ZERO	0.0000	13.9	-0.0007	1.0000	1.0000
STANDARD 1	2.0000	1.0	0.0641	1.0000	1.0000
STANDARD 2	5.0000	0.2	0.1553	1.0000	1.0000
STANDARD 3	10.0000	0.8	0.3036	1.0000	1.0000
STANDARD 4	20.0000	0.6	0.5717	1.0000	1.0000



Curve Fit = New Rational

Characteristic Conc = 0.1369 mg/L

r = 1.0000

Calculated Conc = -0.0209 2.0166 4.9700 10.0143 19.9988

Residuals = 0.0209 -0.0166 0.0300 -0.0143 0.0012

Conc = A

$$(-0.00063 \times A \times A - 0.00591 \times A + 0.03217)$$

Std 5 ppm	4.8903	0.5	0.1528	1.0000	1.0000
8.1	14.9343	0.4	0.4398	1.0000	1.0000
8.2	25.8302	0.4	0.0918	1.0000	1.0000
8.4	37.1121	0.7	0.1803	1.0000	1.0000
8.8	46.4193	0.6	0.3258	1.0000	1.0000
8.16	50.7397	0.4	0.3540	1.0000	1.0000
8.24	52.6834	0.5	0.3831	1.0000	1.0000
9	72.3786	0.6	0.2664	1.0000	1.0000
9.1	8.6897	0.7	0.2655	1.0000	1.0000
9.2	13.5685	0.6	0.4028	1.0000	1.0000
9.4	22.9788	0.2	0.2650	1.0000	1.0000
9.8	31.0882	0.4	0.3508	1.0000	1.0000
9.16	37.4749	0.3	0.2105	1.0000	1.0000
9.24	39.2997	0.3	0.1235	1.0000	1.0000
10.1	13.9755	0.6	0.4139	1.0000	1.0000
10.2	22.0217	0.6	0.2690	1.0000	1.0000
10.4	30.7771	0.1	0.1822	1.0000	1.0000
10.8	37.1308	1.0	0.1823	1.0000	1.0000
10.16	37.2224	0.5	0.1827	1.0000	1.0000
10.24	38.2663	0.5	0.4417	1.0000	1.0000

11.1	5.8241	0.3	0.1810	1.0000	1.0000
11.2	11.9271	0.6	0.3575	1.0000	1.0000
11.4	17.7599	0.2	0.5144	1.0000	1.0000
11.8	20.8551	1.0	0.1516	1.0000	1.0000
11.16	24.7256	0.3	0.1788	1.0000	1.0000
11.24	26.2365	0.6	0.2671	1.0000	1.0000
std 5 ppm	4.8586	0.6	0.1519	1.0000	1.0000
12.1	12.1167	0.4	0.3628	1.0000	1.0000
12.2	17.0116	0.1	0.4949	1.0000	1.0000
12.4	23.4143	0.4	0.2397	1.0000	1.0000
12.8	35.1773	0.1	0.2686	1.0000	1.0000
12.16	44.4839	0.5	0.2999	1.0000	1.0000
12.24	45.0792	0.4	0.5123	1.0000	1.0000
13.1	11.6131	0.7	0.3488	1.0000	1.0000
13.2	18.5712	0.2	0.5353	1.0000	1.0000
13.4	29.6059	0.2	0.2995	1.0000	1.0000
13.8	36.8545	0.5	0.4411	1.0000	1.0000
13.16	40.2048	0.5	0.1227	1.0000	1.0000
13.24	44.7994	0.9	0.2683	1.0000	1.0000
14.1	13.8582	0.5	0.4107	1.0000	1.0000
14.2	22.6727	0.3	0.2664	1.0000	1.0000
14.4	28.7109	0.1	0.3269	1.0000	1.0000
14.8	32.8233	0.3	0.2400	1.0000	1.0000
14.16	35.5288	0.4	0.2995	1.0000	1.0000
14.24	38.6951	0.2	0.4384	1.0000	1.0000
15.1	9.8357	0.8	0.2985	1.0000	1.0000
15.2	18.8495	0.2	0.5425	1.0000	1.0000
15.4	26.4321	0.2	0.2690	1.0000	1.0000
15.8	30.5630	0.3	0.1793	1.0000	1.0000
15.16	36.2684	0.5	0.4089	1.0000	1.0000
15.24	44.5431	0.2	0.2668	1.0000	1.0000
16.1	7.7906	0.5	0.2393	1.0000	1.0000
16.2	12.7589	0.1	0.3806	1.0000	1.0000
16.4	16.4432	0.6	0.4800	1.0000	1.0000
16.8	17.5466	1.1	0.5089	1.0000	1.0000
16.16	17.7917	0.6	0.5152	1.0000	1.0000
16.24	21.8775	0.6	0.2112	1.0000	1.0000
17.1	12.0496	0.9	0.3609	1.0000	1.0000
17.2	15.0930	1.0	0.4441	1.0000	1.0000
17.4	20.2512	0.2	0.1224	1.0000	1.0000
17.8	22.9765	0.3	0.2698	1.0000	1.0000
17.16	25.4159	0.5	0.0924	1.0000	1.0000
17.24	25.8283	1.4	0.0928	1.0000	1.0000
std 5 ppm	4.9031	1.2	0.1532	1.0000	1.0000

Australian Standard®

Methods for the analysis of copper,
lead, zinc, gold and silver ores

Part 1: Determination of gold (Fire
assay—Flame AAS method)

LIBRARY
INDUSTRIAL STANDARDS INSTITUTE

STANDARDS AUSTRALIA



A223

507047C

This Australian Standard was prepared by Committee MN/5, Copper, Lead, Zinc, Gold and Silver Ores and Concentrates. It was approved on behalf of the Council of Standards Australia on 9 April 1991 and published on 10 June 1991.

The following interests are represented on Committee MN/5:

- Australian Institute of Mining and Metallurgy
- Australian Lead Development Association
- Australian Mining Industry Council
- CSIRO, Division of Mineral and Process Engineering
- Royal Australian Chemical Institute

Review of Australian Standards. To keep abreast of progress in industry, Australian Standards are subject to periodic review and are kept up-to-date by the issue of amendments or new editions as necessary. It is important therefore that Standards users ensure that they are in possession of the latest edition, and any amendments thereto.

Full details of all Australian Standards and related publications will be found in the Standards Australia Catalogue of Publications; this information is supplemented each month by the magazine 'The Australian Standard', which subscribing members receive, and which gives details of new publications, new editions and amendments, and of withdrawn Standards.

Suggestions for improvements to Australian Standards, addressed to the head office of Standards Australia, are welcomed. Notification of any inaccuracy or ambiguity found in an Australian Standard should be made without delay in order that the matter may be investigated and appropriate action taken.

Australian Standard®

Methods for the analysis of copper,
lead, zinc, gold and silver ores

Part 1: Determination of gold (Fire
assay—Flame AAS method)

LIBRARY
THAI INDUSTRIAL STANDARDS INSTITUTE

First published as AS 3895.1—1991.

005942

-2 A.A. 2534

PREFACE

This Standard was prepared by the Standards Australia Committee on Copper, Lead, Zinc, Gold and Silver Ores and Concentrates under the direction of the Minerals Standards Board as part of its program of standardizing methods for determination of elements of commercial interest in such materials.

The accurate determination of gold in ores is vital in the economic evaluation of new and existing ore bodies as the gold value can determine if an ore body is commercially viable. Hence it was considered important that a standard method for determination of gold in ores with precision data be prepared.

Fire assay collection remains an important method for determination of precious metals in non-ferrous ores and concentrates.

CONTENTS

	<i>Page</i>
1 SCOPE	3
2 REFERENCED DOCUMENTS	3
3 PRINCIPLE	3
4 REAGENTS	3
5 APPARATUS	4
6 PROCEDURE	4
7 CALCULATION	5
8 TREATMENT OF ANALYTICAL VALUES	6
9 PRECISION	6
10 TEST REPORT	6

APPENDICES

A TRIAL FUSION AND FLUX FORMULATION	7
B BLANK DETERMINATION	9
C RESIDUES TREATMENT PROCEDURE	9
D FLOWSHEET OF THE PROCEDURE FOR THE ACCEPTANCE OF ANALYTICAL VALUES FOR TEST SAMPLES	10
E PARTICIPATING LABORATORIES	11

© Copyright — STANDARDS AUSTRALIA

Users of Standards are reminded that copyright subsists in all Standards Australia publications and software. Except where the Copyright Act allows and except where provided for below no publications or software produced by Standards Australia may be reproduced, stored in a retrieval system in any form or transmitted by any means without prior permission in writing from Standards Australia. Permission may be conditional on an appropriate royalty payment. Requests for permission and information on commercial software royalties should be directed to the head office of Standards Australia.

Standards Australia will permit up to 10 percent of the technical content pages of a Standard to be copied for use exclusively in-house by purchasers of the Standard without payment of a royalty or advice to Standards Australia.

Standards Australia will also permit the inclusion of its copyright material in computer software programs for no royalty payment provided such programs are used exclusively in-house by the creators of the programs.

Care should be taken to ensure that material used is from the current edition of the Standard and that it is updated whenever the Standard is amended or revised. The number and date of the Standard should therefore be clearly identified.

The use of material in print form or in computer software programs to be used commercially, with or without payment, or in commercial contracts is subject to the payment of a royalty. This policy may be varied by Standards Australia at any time.

STANDARDS AUSTRALIA

Australian Standard

Methods for the analysis of copper, lead, zinc, gold and silver ores

Part 1: Determination of gold (Fire assay—Flame AAS method)

1 SCOPE This Standard sets out a fire assay collection and flame atomic absorption spectrometric finish method for the determination of gold content in copper, lead, zinc, gold and silver ores.

The method is applicable to the determination of gold contents from 0.1 g/t to 25 g/t in a range of gold bearing ores.

2 REFERENCED DOCUMENTS The following documents are referred to in this Standard:

AS

1152 Test sieves

2134 Recommended practice for chemical analysis by atomic absorption spectrometry

2134.1 Part 1: Flame atomic absorption spectrometry

2162 Code of practice for the use of volumetric glassware

2816 Copper, lead and zinc sulphide concentrates—Determination of hygroscopic moisture in the analysis sample

2850 Chemical analysis—Interlaboratory test programs—For determining precision of analytical method(s)—Guide to the planning and conduct

3 PRINCIPLE Fire assaying for the determination of gold comprises a reducing fusion in which two phases, a complex liquid borosilicate slag and a liquid lead phase, are formed. The lead phase collects the precious metals and the gangue elements are separated into the slag. The great differences in relative density between the lead and the slag allow easy separation after solidification. The second stage involves cupellation (oxidizing fusion) with silver acting as a collector for gold: in this process lead is oxidized to lead oxide and absorbed into a porous vessel known as a cupel, leaving the precious metal bead separated for analysis by dissolution and flame atomic absorption spectrometry.

4 REAGENTS

4.1 General requirements Unless otherwise specified, all reagents shall be of a recognized analytical reagent grade and distilled or deionized water shall be used throughout.

4.2 Sodium carbonate—anhydrous

4.3 Litharge—assay reagent grade with gold content such as to conform with the total blank constraint of Appendix B.

4.4 Silica—precipitated grade.

4.5 Borax—fused anhydrous sodium tetraborate (borax glass powder).

4.6 Plain white flour

4.7 Lead foil—assay reagent grade with gold content such as to conform with the total blank constraint of Appendix B. Foil approximately 0.15 mm thick is suitable.

4.8 Silver wire—99.99 percent silver.

4.9 Gold wire—99.99 percent gold.

4.10 Hydrochloric acid—(ρ_{20} 1160 kg/m³ to 1190 kg/m³).

4.11 Dilute nitric acid (170 mL/L) To 800 mL of water carefully add, with stirring, 170 mL of nitric acid (ρ_{20} 1420 kg/m³). Cool, dilute to 1 L with water and mix.

4.12 Dilute nitric acid (700 mL/L) To 200 mL water carefully add, with stirring, 700 mL of nitric acid (ρ_{20} 1420 kg/m³). Cool, dilute to 1 L with water and mix.

4.13 Aqua regia solution To 50 mL of nitric acid (ρ_{20} 1420 kg/m³) carefully add, with stirring, 150 mL of hydrochloric acid (4.10). Prepare freshly before use.

4.14 Ammonia solution To 250 mL of ammonia solution (ρ_{20} 880 kg/m³), carefully add, with stirring, 250 mL of water.

4.15 Standard gold solution (1000 $\mu\text{g/mL}$) Weigh 0.1000 g of pure gold wire (4.9) into a 50 mL beaker, add 5 mL of aqua regia (4.13), cover and heat to dissolve the gold. Wash and remove the cover, evaporate to *near* dryness (do not allow to go to dryness because gold will precipitate). Cool, add 5 mL of concentrated hydrochloric acid (4.10), transfer quantitatively to a 100 mL volumetric flask, dilute to volume with water and mix thoroughly.

4.16 Standard gold solution (100 $\mu\text{g/mL}$) Pipette 10 mL of standard gold solution (4.15) into a 100 mL volumetric flask, add 5 mL of concentrated hydrochloric acid (4.10), dilute to volume with distilled water and mix thoroughly.

5 APPARATUS

5.1 Assay furnace—assay furnace with a maximum required operating temperature of 1200°C.

5.2 Cupel muffle furnace—muffle furnace with a maximum required operating temperature of 1100°C. Automatic temperature control and controlled air flow through the furnace are recommended.

5.3 Assay crucibles—fireclay crucibles of nominal 450 mL capacity capable of withstanding attack by samples and flux at 1100°C. The crucible shall be of such dimensions that the charge does not fill it to more than three-quarters of its depth.

5.4 Cupels—magnesium oxide cupels having a nominal capacity of 50 g of molten lead. The inside bottom of the cupels shall be concave.

NOTE: Bone ash cupels are not recommended, as they give losses of precious metals greater than those obtained with magnesium oxide cupels by a factor of 5 to 10.

5.5 Conical mould—suitable cast iron conical mould capable of holding the lead button and slag volume.

5.6 Balance—capable of being read to 0.1 milligram.

5.7 Porcelain crucibles—glazed, 30 mL capacity.

5.8 Flame atomic absorption spectrometer—equipped with automatic background correction.

The flame atomic absorption spectrometer shall be used in accordance with AS 2134. Typical instrument conditions are as follows:

Flame	air/acetylene (oxidizing/lean flame)
Wavelength	242.8 nm or 267.6 nm (see Clause 6.10)
Lamp current	5 mA
Slit width	0.5 μm

6 PROCEDURE

6.1 Number of determinations It is recommended that duplicate determinations be carried out on each laboratory sample.

6.2 Trial fusion Carry out a trial fusion, as described in Appendix A, to determine the reducing power of the sample and to ensure that the lead button is of mass 30 g to 50 g.

6.3 Blank test Carry out a blank test as described in Appendix B to ensure that gold recovered in the blank test does not exceed 2 μg . The blank level can be used to correct assay results provided that there is no change in the particular reagents being used. A new blank level shall be determined whenever a change of any reagent is necessary.

6.4 Test portion The test portion mass shall be 25 g and of particle size less than 75 μm . For very low gold levels, or where the ore is known to be very heterogeneous (particulate gold), test portions up to 50 g may be taken, with suitable modifications to the masses of flux components. Alternatively, replicate 25 g test portions can be processed and the results averaged. A concurrent hygroscopic moisture determination shall be carried out on the sample in accordance with AS 2816, to enable correction of the gold value to the dry basis.

6.5 Charge preparation The charge preparation shall be as follows:

- Thoroughly mix the test portion with the flux components in proportions as determined from the trial fusion (see Appendix A).
- Place the mixture in an assay crucible (5.3).

6.6 Fusion Fusion shall be carried out as follows:

- Place the assay crucible in the furnace preheated to 800°C.
NOTE: If an oil or gas fired furnace is used, the fuel should be turned off or to low heat immediately prior to opening the furnace.
- Raise the furnace temperature to 1100°C over a 40 min period and maintain this temperature until the fusion has been tranquil for at least 10 min.
- Wearing a face shield and protective clothing, pour the fusion into a clean, dry conical mould.
- Allow the fusion to cool and carefully separate the lead button from the slag. Remove any adhering slag from the lead button and hammer the button into a cubic shape suitable for cupelling.

- (e) Reserve the slag and fusion treatment for re-treatment in accordance with Appendix C to determine any possible gold losses.
- (f) Weigh the lead button to ensure that it is within the range 30 g to 50 g. If outside the range, discard the lead button, refer to Appendix A and repeat the fusion.

6.7 Cupellation

Cupellation shall be carried out as follows:

- (a) Preheat the cupel in a muffle furnace maintained at 900 °C for 20 min.
- (b) Place the lead button obtained in Step 6.6 (e) into the cupel, and cupel at 850 °C.
- (c) Allow cupellation to proceed, with a controlled draught, until approximately 80 percent of the lead has been absorbed by the cupel.
- (d) Raise the muffle furnace temperature to 920 °C to complete the cupellation.
- (e) Carefully remove the cupel from the muffle furnace and allow it to cool.
- (f) Carefully extract the precious metal bead from the cupel, remove any adhering cupel material by flattening the bead, and place the bead in a 30 mL glazed porcelain crucible (5.7).
- (g) Reserve the cupel for re-treatment in accordance with Appendix C to determine any possible gold losses.

6.8 Dissolution of the gold bead

NOTES:

- 1 It is essential that chloride be absent from the apparatus, reagents and atmosphere during parting (separation of silver from gold), otherwise some of the gold will dissolve.
- 2 When the bead is treated with hot dilute nitric acid, silver will be dissolved, provided that the silver to gold ratio exceeds 2.5:1. The rate of dissolution increases as the silver to gold ratio increases, and rapid attack should be avoided by diluting the acid or by lowering the temperature, if necessary.

The dissolution procedure shall be conducted in a fume cupboard as follows:

- (a) To the porcelain crucible containing the bead, add 10 mL of nitric acid (4.11) and heat gently on a hotplate until reaction ceases. On completion of the reaction, brown nitrogen dioxide fumes will cease to be evolved and a black bead will remain.
- (b) Carefully decant the solution into a small beaker, avoiding losses by using a glass rod to hold the gold bead in the crucible. Examine the solution to ensure that no metal particles have been transferred and, if necessary, retrieve any particles and return them to the crucible. Discard the decanted solution.
- (c) Add 15 mL of nitric acid (4.12) to the crucible and continue gentle heating until completion of parting (25 min to 30 min). Carefully decant the solution as in Step 6.8(b), wash the gold bead with 10 mL of ammonia solution (4.14) and finally with water. Dry the crucible and bead on the hot plate.
- (d) Dissolve the gold bead in the crucible by the addition of 2 mL of aqua regia (4.13) and gentle heating and transfer to a covered 25 mL glass beaker. A maximum temperature of 80 °C is recommended to eliminate the possibility of gold losses by volatilization. Do not let the solution evaporate to dryness, or metallic gold may be formed.
- (e) Cool the beaker, add 2 mL of hydrochloric acid (4.10) and transfer the contents quantitatively to a 25 mL volumetric flask. Dilute to volume with water.

6.9 Calibration of the flame atomic absorption spectrometer To a series of 100 mL volumetric flasks, add by burette the following volumes of standard gold solution (4.16).

Std. No.	Volume of 100 µg/mL gold solution (mL)	Concentration of Au µg/mL
S 0	0.0	0.0
S 1	2.0	2.0
S 3	4.0	4.0
S 4	6.0	6.0
S 5	8.0	8.0
S 6	10.0	10.0

Add 8 mL of hydrochloric acid (4.10) to each volumetric flask and dilute to the mark with water. For gold contents greater than 10 µg/mL, use the 267.6 nm gold wavelength or dilute the test solution with a solution containing 8 percent hydrochloric acid.

6.10 Gold measurement Aspirate the calibration solutions and test solutions and plot a calibration graph of concentration versus absorbance reading for the calibration solutions. Determine the concentrations of gold in the test solutions.

7 CALCULATION

The gold content of each test portion shall be calculated as follows:

$$\text{Au g/tonne} = \frac{m_1 - m_B}{m} \times \frac{100}{100 - H} \quad \dots 7.1$$

where:

m_1 = mass of gold in the bead as determined by flame AAS, in micrograms

m_B = mass of gold in the blank as determined in accordance with Appendix B, in micrograms

m = mass of test portion, in grams

H = hygroscopic moisture of the test sample, in percent

8 TREATMENT OF ANALYTICAL VALUES Analytical results shall be treated in accordance with Appendix D.

The absolute difference between two single results found on a test sample by one operator using the same apparatus within the minimum practical time consistent with separate determinations will be equal to or exceed the repeatability (r) as set out in Table 1, on average, not more than once in 20 cases in the normal and correct operation of the method.

9 PRECISION From the results of a planned trial involving eight laboratories, four concentration levels and duplicate determinations, the following relationships were found, and precision data contained in Table 1 were determined.

$$r = 0.1233 c + 0.1161 \quad \dots 9.1$$

$$R = 0.2103 c + 0.0004 \quad \dots 9.2$$

where

r = repeatability

R = reproducibility

c = mean concentration of gold; in grams per tonne

The test program and evaluation of results were carried out in accordance with AS 2850.

NOTE: The laboratories that participated in the test program are listed in Appendix E.

TABLE 1
PRECISION DATA FOR GOLD IN ORES DETERMINATIONS

Sample identification	Mean Au concentration g/t	Repeatability r	Reproducibility R
MN/5/2-11	0.34	0.04	0.09
MN/5/2-19	4.56	0.55	1.10
MN/5/2-15	10.46	1.79	1.96
MN/5/2-14	23.92	2.92	5.11

10 TEST REPORT The test report shall contain the following information:

- Full identification of the test sample.
- Reference to this Australian Standard, i.e. AS 3895.1.
- Gold content of the sample, expressed in grams per tonne.
- Date on which the test was carried out.
- Any unusual observations made during the course of the test which may have had an effect on the test result.

APPENDIX A

TRIAL FUSION AND FLUX FORMULATION

(Normative)

A1 SCOPE This Appendix sets out a method for carrying out a trial fusion in order to calculate the reducing power of the ore sample and determine a suitable flux formulation.

A2 GENERAL The particular flux components used and the necessity to use a reducing agent (flour) will depend on the ore mineralogy. The aim of the trial fusion is to ensure that the lead button is within the limits of 30 g to 50 g and to ensure that a fluid slag is obtained so that clean separation of the lead and slag is achieved.

The reducing power of the test portion is defined as the amount of lead that 1 g of test portion will produce when fused with an excess of litharge

A3 CHARGE PREPARATION Prepare a trial fusion charge using a starting flux formulation as follows:

Test portion	5 g
Litharge	50 g
Sodium carbonate	20 g
Silica	5 g
Borax	10 g

⇒ mass of lead button 30-50 g
 ⇒ litharge excess g.

A4 FUSION Fusion shall be carried out as follows:

- Thoroughly mix all the components and place in an assay crucible (5.3).
- Fuse at 1100°C for 15 min.
- Wearing a face shield, protective gloves and coat pour the fusion into a clean dry conical mould.
- Allow the fusion to cool and carefully separate the lead button from the slag.
- Remove any adhering slag from the lead button and weigh to the nearest 0.1 g.

A5 REDUCING POWER The reducing power of the test portion shall be calculated as follows:

$$\text{Reducing power} = \frac{\text{mass of lead button}}{\text{mass of test portion}}$$

The reducing power of most ores is generally low and it is necessary to add a reducing agent (flour) to the charge to obtain the stipulated lead button mass (see Example A1 below).

1 g of flour will reduce approx 12 g of lead oxide to lead. Using a 25 g test portion, the proportions used in Paragraph A3 provide a starting flux formulation as follows:

Test portion	25 g
Litharge	250 g
Sodium carbonate	200 g
Silica	25 g
Borax	50 g

Example A1

If the test portion reducing power	= 0.2
For a 25 g test portion, the lead reduced	= 5.0 g
Additional mass of lead required to make a 40 g button	= 35.0 g
Mass of flour required	= 35/12 g, i.e. 2.92 g

A6 FLUX FORMULATION A few ores are very reducing, e.g. pyritic (FeS_2), and these may require the addition of an oxidizing agent to obtain a lead button of suitable mass. The oxidizing agent used is potassium nitrate and the addition of 1 g of potassium nitrate will decrease the mass of the lead button by approximately 4 g. *mass of lead button 30-50 g, mass of flour 2.92 g, mass of KNO₃ 1 g*

A few ores are of the oxidizing type, e.g. those containing hematite (Fe_2O_3), magnetite (Fe_3O_4) or pyrolusite (MnO_2) and these ores may require extra flour to be added.

A guide to changes in flux formulation needed to accommodate various ore mineralogies is contained in Table A1.

TABLE A1
TYPICAL FLUX FORMULATIONS

Ore type	Test portion g	Litharge g	Sodium carbonate g	Silica g	Borax g	Silver wire g
Clay	25	100	40	nil	10	0.002
Siliceous	25	100	40	nil	10	0.002
Sulfide	25	140	70	20	20	0.002
Manganese	25	70	60	20	70	0.002
Copper	25	200	40	15	10	0.002
Chromium	25	70	60	20	60	0.002
General	25	100	40	5	10	0.002

NOTES:

- 1 The mass of flour or potassium nitrate added to the flux should be as determined from the trial fusion.
- 2 Thorough mixing of the test portion and flux components is essential. A good method is to mix in a barrel of a laboratory disc mill for one minute with the ring and dolly removed.

	<u>Cu concentrate</u>	<u>1135/10</u>	<u>1135/10</u>
4.4. 9. 2	5	25	5
PbO	50	100	70
<u>N_2CO_3</u>	20	40	35
Silica	5	5	20
borax	10	10	20
powder	0.002	0.002	0.002
marble	1	6	—

APPENDIX B

BLANK DETERMINATION

(Normative)

As required by Clause 6.3, a blank determination shall be carried out to determine the precious metal content of the assay reagents, principally litharge. The procedure shall be as follows:

- (a) Intimately mix the flux materials used for the particular samples together with 4 g of flour (4.6) and 0.5 mg of silver wire (4.8). Place the mixture in an assay crucible (5.1).
- (b) Continue the blank determination in accordance with Clauses 6.6 and 6.7 to obtain the precious metal bead.
- (c) Determine the gold content of the bead according to Clauses 6.8 and 6.10.
- (d) Record the actual mass of the gold blank to be used to correct the sample assays.

NOTE: Gold recovered should not exceed 2 µg.

APPENDIX C

RESIDUES TREATMENT PROCEDURE

(Normative)

C1 SCOPE This Appendix sets out a method for re-treatment of the assay slag and cupel to recover residual gold for final correction of the assay result.

C2 PROCEDURE The procedure shall be as follows:

- (a) Place the cupel in a ring grinder, break up manually and pulverize for about 1 min to a particle size of less than 150 µm. Remove the powder from the mill and reserve. Place the slag in the mill and pulverize for 30 s only, as longer milling times will cause caking in the mill.
- (b) Combine the crushed cupel and slag with the following masses of fusion reagents and intimately mix:

Litharge	60 g
Sodium carbonate	60 g
Borax	30 g
Flour	4 g
Silica	60 g
Silver wire	1 mg

- (c) Place the mixture in the original assay crucible and carry out a fusion in accordance with Clause 6.6. Discard the crucible.
- (d) Cupel the lead button in accordance with Clause 6.7.
- (e) Determine the gold content of the residues bead in accordance with Clauses 6.8 to 6.10.

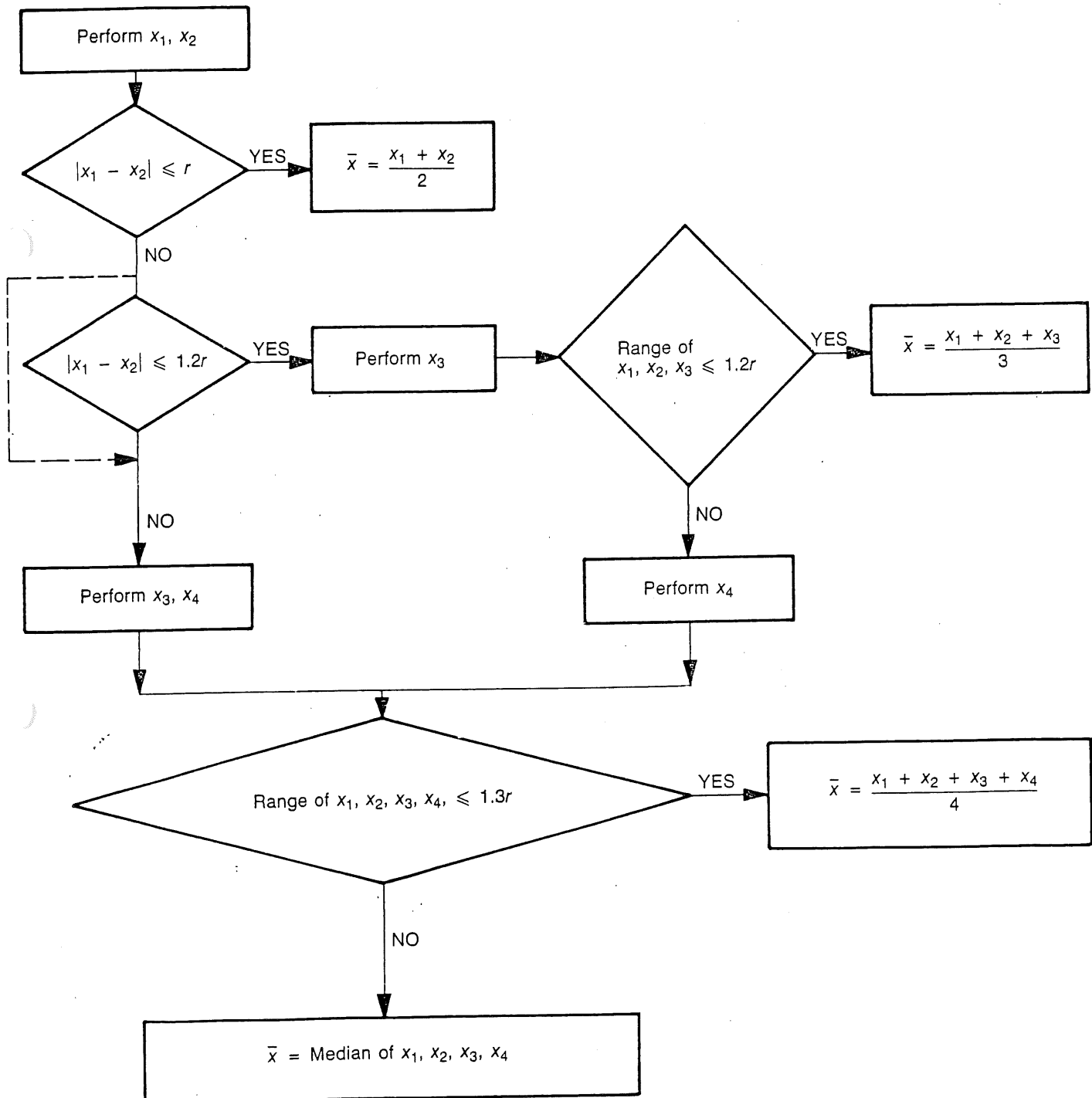
C3 CALCULATION The revised gold content shall be calculated as follows:

$$\text{Au g/t} = \frac{(m_1 + m_2) - m_B}{m} \times \frac{100}{100 - H}$$

where:

- m_1 = mass of gold in primary bead as determined by flame AAS, in micrograms
- m_2 = mass of gold in residues bead as determined by flame AAS, in micrograms
- m_B = mass of gold in blank as determined in accordance with Appendix B, in micrograms
- m = mass of test portion, in grams
- H = hygroscopic moisture of the test sample, in percent

APPENDIX D
FLOWSHEET OF THE PROCEDURE FOR THE ACCEPTANCE OF
ANALYTICAL VALUES FOR TEST SAMPLES
(Normative)



APPENDIX E
PARTICIPATING LABORATORIES
(Informative)

The following laboratories participated in an interlaboratory test program conducted in accordance with AS 2850 using this method of analysis:

Australian Mineral Development Laboratories
Analabs
Australian Laboratory Services
BHP Central Research Laboratories
Bougainville Copper Ltd
Department of Minerals and Energy, N.S.W.
Mount Isa Mines Ltd
SGS Australia Pty Ltd

STANDARDS AUSTRALIA

Standards Australia is an independent not-for-profit organization, established in 1922. It operates formally under a Royal Charter as the Standards Association of Australia and has recognition as the peak Standards body in Australia through a Memorandum of Understanding with the Commonwealth Government. The essence of its operation is to bring together individuals and organizations committed to a common objective—to establish Australian Standards as national benchmarks for products and services so as to enhance quality of life and industry efficiency.

AUSTRALIAN STANDARDS

Australian Standards are prepared by committees made up of experts from industry, governments, user groups and other sectors. The requirements or recommendations contained in published Standards are a consensus of the views of representative interests and also take account of comments received from other sources. They reflect latest scientific and industry experience. Australian Standards are kept under continuous review after publication and are updated regularly to take account of changing technology.

INTERNATIONAL INVOLVEMENT

Standards Australia has an important role internationally. It is responsible for ensuring that the Australian viewpoint is considered in the formulation of International Standards and that latest international experience is incorporated in Australian Standards. This role is vital in assisting Australian industry to compete in international markets. Standards Australia is the national member of the International Organization for Standardization (ISO) and the International Electrotechnical Commission (IEC).

QUALITY ASSURANCE SERVICES

As an independent organization Standards Australia is able to provide two important third-party quality assurance services—the certification of products under the StandardsMark Scheme and the accreditation of quality management systems under the Supplier Assessment Scheme. These services are offered to provide a marketing advantage for manufacturing and service industries and as a means of providing confidence to purchasers and regulatory authorities that recognized Standards are being met. Standards Australia is also the Australian agent for a number of overseas certification bodies.

MEMBERSHIP AND INFORMATION

A comprehensive range of services is provided to subscribing members of Standards Australia. Up-to-date information on latest local and international developments in standardization, priority access to publications, and credit facilities are some of these services. Standards Australia's large Information Centres in Sydney and Melbourne also provide reference access to Australian and international Standards as well as those applicable in overseas markets.

Enquiries about subscribing membership and the work of Standards Australia are welcomed at the Head Office or any State office. A Catalogue of Australian Standards is also available at these offices.

TISI Library
ห้องสมุดมาตรฐาน



S0080980

Thai Industrial Standards Institute : TISI
Rama VI Rd., Rajathevee Bangkok 10400 Tel : 202-3510

STANDARDS AUSTRALIA



New South Wales:
Head Office
80 Arthur Street,
North Sydney 2060
Telex 26514
Facsimile (02) 959 3896
Telephone (02) 963 4111

National Sales Centre:
1 The Crescent
Homebush 2140
(PO Box 1055 Strathfield 2135)
Facsimile (049) 29 3540
Telephone (02) 746 4600

Newcastle:
51 King Street,
Newcastle 2300
Facsimile (049) 29 3540
Telephone (049) 29 2477

Queensland:
447 Upper Edward Street,
Brisbane 4000
Facsimile (07) 832 2140
Telephone (07) 831 8605

Victoria:
Clunies Ross House,
191 Royal Parade,
Parkville 3052
Telex 33877
Facsimile (03) 347 5914
Telephone (03) 347 7911

South Australia:
South Australian Manufacturing Park
853 Port Road,
Woodville 5011
Facsimile (08) 347 3390
Telephone (08) 268 6133

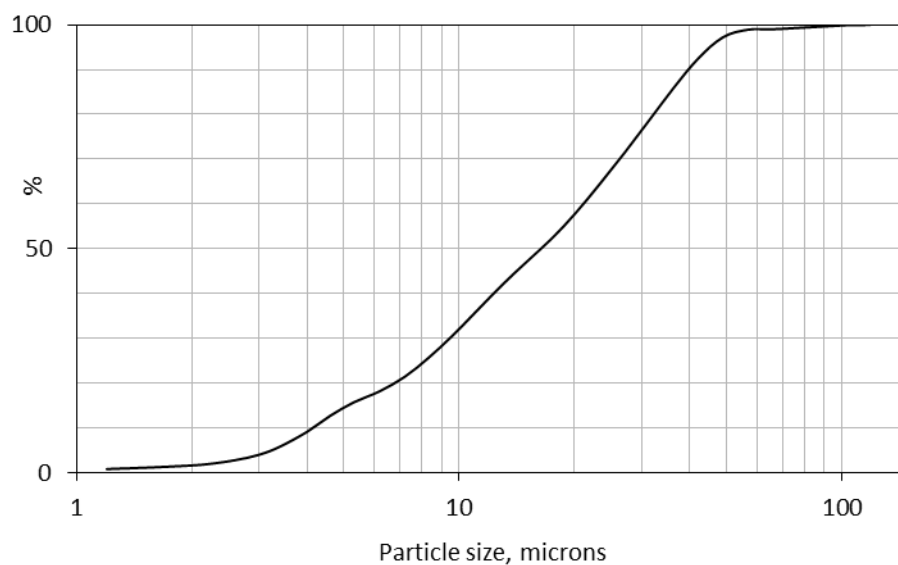
Western Australia:
11-13 Lucknow Place,
West Perth 6005
Facsimile (09) 321 2929
Telephone (09) 321 8797

Northern Territory:
c/- Master Builders' Association
191 Stuart Highway,
Darwin 0800
Facsimile (089) 41 0275
Telephone (089) 81 9666

Australian Capital Territory:
Agency
Royal Australian Institute of Architects,
2A Mugga Way,
Red Hill 2603
Facsimile (06) 273 1953
Telephone (06) 273 2349

ภาคผนวก ค

การกระจายตัวของเม็ดแร่ภายหลังการบดด้วยเครื่องวิเคราะห์ขนาดวัตถุ
Malvern Particle Size Analyzer



รูปที่ ค.1 แสดงร้อยละของน้ำหนักระสมที่มีขนาดเล็กกว่าขนาดที่ศึกษา (Cumulative % Passing)

ตารางที่ ค.1 แสดงร้อยละของน้ำหนักระสมที่มีขนาดเล็กกว่าขนาดที่ศึกษา (Cumulative % Passing)

Size microns	under	% in band	Size microns	under	% in band	Result source = Sample Record No. = 0 Focal length = 63 mm Experiment type pil Volume distribution Beam length = 2.0 mm Obscuration = 0.3145 Volume Conc. = 0.0589% Log. Diff. = 2.84 Model indp D (v, 0.5) = 16.4 μm D (v, 0.9) = 39.7 μm D (v, 0.1) = 4.1 μm D (4,3) = 19.9 μm D (3,2) = 9.2 μm Span = 2.2 Spec. surf. area 0.15 sq.m./cc.
118.4	100.0	0.1	11.1	36.1	5.4	
102.1	99.9	0.3	9.6	30.6	5.1	
88.1	99.6	0.3	8.3	25.6	4.2	
76.0	99.3	0.3	7.2	21.4	3.2	
65.6	99.0	0.2	6.2	18.2	2.5	
56.6	98.9	1.7	5.3	15.7	3.0	
48.8	97.2	4.7	4.6	12.7	3.6	
42.1	92.5	6.6	4.0	9.1	3.3	
36.3	85.9	7.2	3.4	5.8	1.8	
31.3	78.6	7.2	3.0	4.0	1.2	
27.0	71.4	6.9	2.6	2.8	0.9	
23.3	64.5	6.6	2.2	1.9	0.4	
20.1	57.9	5.7	1.9	1.5	0.2	
17.4	52.2	5.1	1.6	1.2	0.2	
15.0	47.1	5.3	1.4	1.0	0.3	
12.9	41.8	5.7	1.2	0.8	0.3	

ภาคผนวก ง

วิธีการหา Free Cyanide ที่เหลืออยู่ในสารละลายที่ได้จากการสกัดทองคำ

วิธีการหา Free Cyanide ที่เหลืออยู่ในสารละลายที่ได้จากการสกัดทองคำ

1. ปริมาตรรวมของสารละลาย 2,333.33 ml
2. เก็บตัวอย่าง 20 ml ด้วยปิเปตต์ เติมลงในบีกเกอร์ที่มีน้ำกลั่น 130 ml
3. เติมสารละลาย 10 ml ของส่วนผสม NaOH : KI เท่ากับ 4 : 1 โดยน้ำหนัก จำนวน 5 กรัม ที่เติมน้ำกลั่นให้เป็นสารละลาย 100 ml ลงในบีกเกอร์

4. $\text{AgNO}_3 : \text{Ag} = 107.8682 : \text{N} = 14.0067 : \text{O} = 15.994$

คำนวณหาน้ำหนักโมเลกุลของ $\text{AgNO}_3 = 169.8682$ กรัม/โมล

5. เตรียมสารละลาย AgNO_3 0.1 N เพื่อใช้เป็นสารทำปฏิกิริยากับ Free Cyanide ในกระบวนการ Titration ดังนี้

$$\text{AgNO}_3 (\text{g}) = \text{น้ำหนักโมเลกุลของ } \text{AgNO}_3 * \text{จำนวน Normal ที่ต้องการ} * \text{ปริมาตร (ลิตร)}$$

$$\text{ในที่นี้} = 169.8682 * 0.1 * 0.5 = 8.493 \text{ กรัม ในสารละลาย } 1,000 \text{ ml}$$

6. ปฏิกิริยาที่เกิดขึ้นระหว่าง AgNO_3 กับ Free Cyanide โดยมีส่วนผสมของ NaOH : KI รวมอยู่ในปฏิกิริยาแสดงในสมการที่ ง.1 – ง.3 ทำให้ได้ตะกอนของแข็งของ AgCN (ซิลเวอร์ไซยาไนด์) ขณะกวนด้วยเครื่องกวนแม่เหล็ก โดยมีฉากหลังเป็นสีดำ



ตะกอนของแข็งของ AgCN จะถูกเน้นให้มองเห็นได้เด่นชัดโดยสีขุ่นเหลืองที่เกิดจากสารประกอบ AgI ที่แขวนลอยอยู่ ซึ่งการ Titration จะหยุดลงทันทีเมื่อเริ่มเห็นสีขุ่นเหลืองนี้

7. เนื่องจาก 1 ml ของ 0.1 N $\text{AgNO}_3 = 0.0098$ g NaCN ดังนั้นปริมาณของ NaCN ที่เหลืออยู่ในถังสกัดแร่ จะคำนวณได้จาก

$$\text{NaCN (g)} = 0.0098 (\text{g/ml}) * \text{ปริมาณ } \text{AgNO}_3 \text{ ที่ใช้ (ml)} * 116.67$$

ภาคผนวก จ

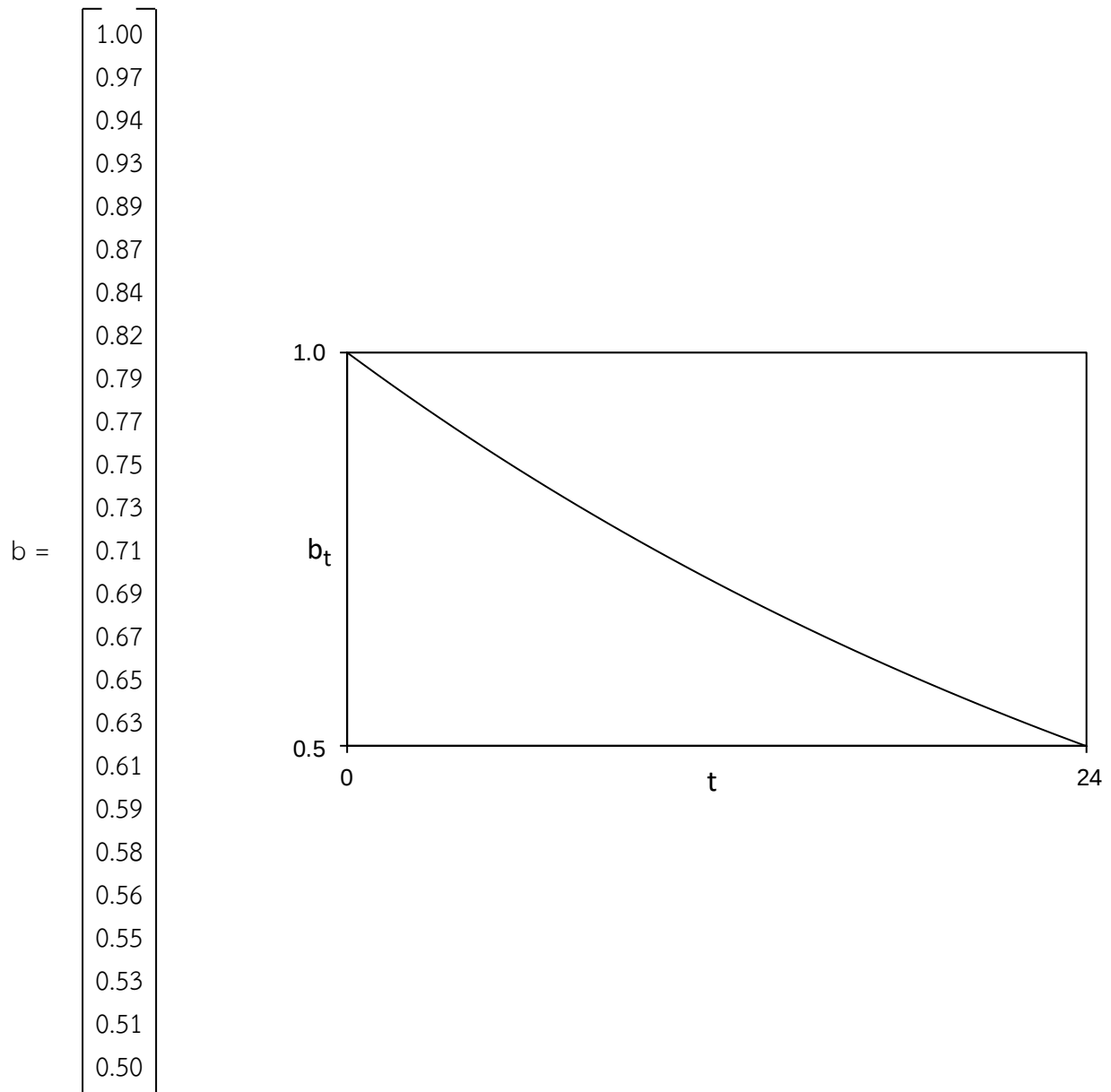
ตัวอย่างการคำนวณและกราฟแสดงค่าความเข้มข้นของไซยาไนด์
ต่อเวลาของการสกัดแร่โดยมีจุดตั้งต้นที่ 1 g NaCN/kg แร่
และลดลงตามสมการ Exponential ไปจนถึงสิ้นสุดที่ 0.5 g NaCN/kg แร่
เมื่อสิ้นสุดเวลาที่ 24 ชั่วโมง

น้ำหนักของ NaCN ต่อชั่วโมงที่คำนวณได้ (b_t) เป็นไปตามฟังก์ชัน exponential ด้านล่าง

$$t = 0, \dots, 24$$

$$a = \frac{\ln(2)}{24}$$

$$b_t = 1 \exp(-a \cdot t)$$



ภาคผนวก ฉ

ผลการสกัดแร่ได้และเปอร์เซ็นต์การเก็บหัวแร่ทองคำที่ช่วงเวลาต่าง ๆ
ของแต่ละการทดลอง

ตารางที่ ฉ.1 แสดงผลการสกัดแร่ได้และเปอร์เซ็นต์การเก็บหัวแร่ทองคำที่ช่วงเวลาต่าง ๆ ของแต่ละการทดลองที่สอดคล้องกับตารางที่ 4.7

ตัวอย่างที่	สกัด, ppm เก็บได้, %	ช่วงเวลาการสกัดแร่ (ชั่วโมง)					
		1	2	4	8	16	24
1	สกัด	24.3775	49.8455	61.5105	75.7645	86.0680	95.9223
	เก็บได้	10.28	21.01	25.93	31.94	36.28	40.44
2	สกัด	60.7480	107.1205	148.6540	178.1725	197.0565	212.5605
	เก็บได้	21.09	37.19	51.62	61.87	68.42	73.81
3	สกัด	34.9030	53.5670	73.1395	99.4480	123.8290	134.8870
	เก็บได้	16.49	25.32	34.56	47.00	58.52	63.75
4	สกัด	29.6115	49.4265	69.5885	85.3230	109.6355	125.5940
	เก็บได้	13.34	22.26	31.35	38.43	49.39	56.57
5	สกัด	53.6115	73.8685	107.9210	145.8015	175.2800	212.2255
	เก็บได้	19.04	26.23	38.32	51.78	62.24	75.36
6	สกัด	43.6880	69.5495	88.2415	108.9915	126.2970	140.1855
	เก็บได้	20.13	32.05	40.66	50.23	58.20	64.60
7	สกัด	59.3230	89.1900	131.0755	180.2690	189.1620	189.5505
	เก็บได้	21.12	31.75	46.66	64.18	67.34	67.48
8	สกัด	74.6715	129.1510	185.5605	232.0965	253.6985	263.4170
	เก็บได้	23.23	40.18	57.74	72.21	78.94	81.96
9	สกัด	43.4485	67.8425	114.8940	155.4410	187.3745	196.4985
	เก็บได้	18.81	29.37	49.74	67.29	81.11	85.06
10	สกัด	69.8775	110.1085	153.8855	185.6540	186.1120	191.3315
	เก็บได้	27.90	43.96	61.43	74.11	74.30	76.38
11	สกัด	29.1205	59.6355	88.7995	104.2755	123.6280	131.1825
	เก็บได้	12.68	25.96	38.66	45.40	53.82	57.11
12	สกัด	60.5835	85.0580	117.0715	175.8865	222.4195	225.3960
	เก็บได้	22.72	31.90	43.91	65.97	83.43	84.54
13	สกัด	58.0655	92.8560	148.0295	184.2725	201.0240	223.9970
	เก็บได้	19.98	31.95	50.94	63.41	69.18	77.08
14	สกัด	69.2910	113.3635	143.5545	164.1165	177.6440	193.4755
	เก็บได้	26.41	43.20	54.71	62.54	67.70	73.73
15	สกัด	49.1785	94.2475	132.1605	152.8150	181.3420	222.7155
	เก็บได้	17.87	34.25	48.02	55.53	65.89	80.93
16	สกัด	38.9530	63.7945	82.2160	87.7330	88.9585	109.3875
	เก็บได้	15.17	24.85	32.03	34.18	34.65	42.61
17	สกัด	60.2480	75.4650	101.2560	114.8825	127.0795	129.1415
	เก็บได้	22.62	28.33	38.01	43.12	47.70	48.48