



โครงการสิ่งประดิษฐ์

รายงาน

**แบบจำลองการคาดคะเนของผลการระเบิดเหมืองหิน
เพื่อให้ได้การแตกหักที่เหมาะสมที่สุด**

โดย

สง่า ตั้งชวาล

พฤศจิกายน 2540

๓๗
๑๘-๐๔-๐๓

จุฬาลงกรณ์มหาวิทยาลัย

โครงการสิ่งประดิษฐ์



มหาวิทยาลัยจุฬาลงกรณ์มหาวิทยาลัย

รายงานฉบับสมบูรณ์ เรื่อง

แบบจำลองการคาดคะเนของ

ผลการระเบิดในเหมืองหิน เพื่อให้ได้การแตกหักที่เหมาะสมที่สุด

โดย

รองศาสตราจารย์ ดร. สง่า ตั้งชวาล

พฤศจิกายน 2540

กดungskสิมิและฝะก้านงานจัดขคทำ

มอบให้หอสมุดกลาง สถาบันวิทยบริการ

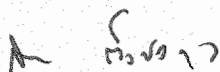
จุฬาลงกรณ์มหาวิทยาลัย

16 / ส.ย. / 41

กิตติกรรมประกาศ

ผู้วิจัยขอขอบคุณต่อคณะกรรมการการศึกษาระดับปริญญาตรี จุฬาลงกรณ์มหาวิทยาลัย ที่ให้ความช่วยเหลือทางด้านให้คำแนะนำ และสนับสนุนค่าใช้จ่าย มา ณ ที่นี้ด้วย

งานวิจัยในโครงการนี้นอกจากผู้วิจัยแล้ว ยังมีผู้ช่วยวิจัยหลายท่าน ซึ่งได้สำเร็จการศึกษาระดับปริญญาตรี จากคณะวิศวกรรมศาสตร์ จุฬาลงกรณ์มหาวิทยาลัย ไปแล้วทั้งสิ้น ผู้วิจัยจึงขอขอบคุณต่อทีมงานมา ณ ที่นี้ ในเรื่องของงานการตรวจวัดข้อมูลคิภาคสนามที่หน้าเหมืองปูนซีเมนต์ ในเขตจังหวัดสระบุรี ผู้วิจัยขอขอบคุณ นาย ปริณญา วิลัยธรรม นาย ชาติ ศรีชัย และ นาย สุบรรณ พาเจริญ สำหรับในส่วนของงานเขียนโปรแกรม ผู้วิจัยขอขอบคุณ ผู้ที่เขียนโปรแกรมในส่วนแรก ได้แก่ นาย ภาณุ ศรีวัลลภ และผู้ที่เขียนโปรแกรมต่อจนเสร็จสิ้นสมบูรณ์ ได้แก่ นาย สุรัช ลิฬหาเกียรติ



รองศาสตราจารย์ ดร. สง่า ตั้งชवाल

พฤศจิกายน 2540

ชื่อโครงการ แบบจำลองการคาดคะเนของผลการระเบิดในเมืองหิน
 เพื่อให้ได้การแตกหักที่เหมาะสมที่สุด
 ชื่อผู้ดำเนินงาน รองศาสตราจารย์ ดร. สง่า ตั้งชวาล
 เดือนและปีที่ทำการวิจัย พฤศจิกายน 2540

บทคัดย่อ

งานการพัฒนาเมืองหินขนาดใหญ่มักจะทำการระเบิดหินเป็นแบบขั้นบันได เหตุผลหลักเพราะว่า การระเบิดหินแบบนี้ให้ประสิทธิภาพของการระเบิดสูงสุด ประหยัด และสามารถควบคุมผลกระทบและความเสียหายให้อยู่ในขีดจำกัดที่ดีกว่าการระเบิดหินด้วยวิธีอื่น

โปรแกรมสำเร็จรูปที่พัฒนาขึ้นมาสำหรับงานวิจัยนี้แบ่งออกเป็น 3 ส่วน ส่วนที่ 1 เป็นโปรแกรมแสดงการวางแผนเบื้องต้น สำหรับงานการออกแบบงานระเบิดหน้าเมืองหิน โปรแกรมของส่วนที่ 2 เป็นโปรแกรมที่แสดงผลของการแตกหัก เมื่อมวลหินถูกความดันของคลื่นพัลส์จากการระเบิด โปรแกรมส่วนนี้จะคำนวณผล แสดงขนาดและเปอร์เซ็นต์ของชิ้นส่วนหิน โปรแกรมในส่วนที่ 3 เป็นโปรแกรมแสดงผลการวิเคราะห์การออกแบบและเลือกชนิดวัตถุระเบิด ความคุ้มกับค่าใช้จ่ายของงานการระเบิดหินโดยภาพรวม เป็นการหาประสิทธิภาพของการระเบิดที่ให้ค่าการแตกหักที่เหมาะสมที่สุด

622.23
K152.21

Project Title: Optimized Model in Rock Fragmentation
from Blasting

Name of the Investigator: Associate Professor Dr. Sanga Tangchawal
Month and Year: November 1997

ABSTRACT

Development works for large scale quarries are usually excavated by bench blasting method. The main reason is that this blasting method is giving high efficiency, economics and can control their blast impacts and damage within better limit than other methods.

A packet program in which it was developed for this research work has been divided in 3 parts. The first part of this program shows the preliminary blast planning at the quarry face. The second part shows the calculated results of fragmentation when the rock mass was subjected to the pressure from blasting wave pulse. This part will calculate the size of fragments and their percentage. The third part of program shows the analysis results of quarry planning and explosive selection choices. These results are concurrent analyzed with the total costs of blasting works. Thus the blast efficiency is depend on the optimum fragmentation of blasted rock.

สารบัญ

	หน้า
กิตติกรรมประกาศ	II
บทคัดย่อ	III
สารบัญ	V
รายการตารางประกอบ	VIII
รายการรูปประกอบ	X
รายการสัญลักษณ์	XII
บทที่ 1 บทนำ	1
1.1 หลักการและจุดประสงค์ของโครงการ	1
1.2 รูปแบบของการเสนอรายงานวิจัยของโครงการ	1
1.3 การระเปิดหินในงานเชิงวิศวกรรม	2
1.3.1 รูปแบบทั่วไปของการระเปิดหินแบบชั้นบันได	2
1.3.2 แบบอย่างหลุมเจาะระเปิด	5
1.3.3 แก๊บไฟฟ้าจังหวะถ่วงและระยะถ่วงจังหวะ	6
บทที่ 2 ข้อเสนอแนะสำหรับการเพิ่มประสิทธิภาพการแตกหักของหิน	7
2.1 การเปิดหน้าเหมืองหินให้เหมาะสมกับสภาพธรณีวิทยา	7
2.2 การออกแบบทั่วไปสำหรับการระเปิดหิน	12
2.3 สูตรเชิงประสภการณ์ของการออกแบบการระเปิดหิน	14
2.3.1 วิธีการของ Ash	14
2.3.2 วิธีการของ Konya	21
2.3.3 วิธีการของ IMM	27
2.4 โปรแกรมแบบจำลองการออกแบบงานระเปิดหิน	38
2.4.1 แบบจำลองการวิเคราะห์ผลโดยตรง	38
2.4.2 แบบจำลองการออกแบบเชิงประยุกต์	38
กึ่งงานภาคสนาม	
2.4.3 ตัวอย่างการใช้แบบจำลองแสดงผลการคำนวณ	40
และภาพของแพดเทิร์น	

บทที่ 3	การคาดคะเนการแตกหักของหิน	46
3.1	แบบจำลองการคาดคะเนผลของการแตกหักของหิน	46
3.2	หลักการในการหาการกระจายขนาดของการระเบิดหินแบบชิ้นมันได	51
3.2.1	ขั้นตอนในการประเมินผล	51
3.2.2	เงื่อนไขของการกำหนดขอบเขตพื้นที่หน้าตัดการแตกหักของหิน	51
3.2.3	วิธีการคำนวณโดยใช้สูตรเชิงประสมการณ	52
3.3	แบบจำลองการแตกหักของการระเบิดหินแบบชิ้นมันไดที่ใช้ในงานวิจัย	54
3.4	ตัวอย่างของแบบจำลองการแตกหักของหินที่เกิดจากการระเบิดหินแบบชิ้นมันได	58
3.5	โปรแกรมแบบจำลองการแตกหักของหินเนื่องจากการระเบิด	67
3.5.1	ลักษณะของรูปแบบทั่วไปของโปรแกรมแบบจำลอง	67
3.5.2	ขีดจำกัดในการใช้โปรแกรมคาดคะเนการแตกหักของหิน	67
บทที่ 4	การตรวจวัดการแตกหักจากการระเบิดหินภาคสนาม	70
4.1	วิธีการประเมินผลและเก็บข้อมูล	70
4.2	ผลการทดลองวัดขนาดของหินที่แตกหักจากการระเบิด	71
4.2.1	ตัวอย่างผลการตรวจวัดการแตกหักของหินภาคสนาม	71
4.2.2	การประเมินผลจากขนาดที่แตกหัก	76
4.2.3	การวิเคราะห์เปรียบเทียบการแตกหักของหิน	76
บทที่ 5	การประเมินประสิทธิภาพของการระเบิดหิน	81
5.1	การประเมินหาจุดเหมาะสมสำหรับค่าใช้จ่าย	81
5.2	ค่าใช้จ่ายที่แท้จริงในการเจาะระเบิด	82
5.2.1	ค่าใช้จ่ายในการเจาะหลุมระเบิด	82
5.2.2	ตัวอย่างการหาค่าใช้จ่ายในการเจาะต่อเมตร	83

	หน้า
5.2.3 ค่าใช้จ่ายของวัฏระเบิด	84
5.2.4 ตัวอย่างค่าใช้จ่ายในการใช้วัฏระเบิดต่อเมตร	85
5.2.5 ค่าใช้จ่ายย่อยเพิ่มเติม	85
5.2.6 ค่าใช้จ่ายทั้งหมดในการเจาะและระเบิด	86
5.3 การหาค่าใช้จ่ายที่เหมาะสมที่สุด	86
5.3.1 การออกแบบหน้าเหมืองที่เหมาะสมที่สุด	86
5.3.2 ตัวประกอบอื่นที่สำคัญหรือฟังก์ชันการออกแบบ งานระเบิดหิน	87
5.4 กรณีศึกษาของแบบจำลองการวิเคราะห์ค่าใช้จ่ายที่เหมาะสมที่สุด	88
5.4.1 ข้อมูลดิบเบื้องต้น	88
5.4.2 การคำนวณน้ำหนักวัฏระเบิด	90
5.4.3 หลักการคำนวณระยะเบอร์ดอน	91
5.4.4 ตัวอย่างการคำนวณระยะเบอร์ดอน	93
5.4.5 การหาจำนวนหลุมเจาะที่เหมาะสม	94
5.4.6 การปรับพื้นที่หน้าตัดใหม่ และปริมาตรหินใหม่	96
5.4.7 การคำนวณค่าน้ำหนักวัฏระเบิดที่แท้จริง	96
5.4.8 การคำนวณหาค่าใช้จ่ายที่แท้จริงต่าง ๆ	96
5.4.9 ผลสรุปในการเลือกวัฏระเบิดที่ให้ประสิทธิภาพสูงสุด	97
5.5 โปรแกรมแบบจำลองहारออกแบบระเบิดหินที่เหมาะสมที่สุด	99
5.5.1 หลักการออกแบบงานระเบิดหินให้ได้ประสิทธิภาพสูงสุด	100
5.5.2 รูปแบบของโปรแกรมแบบจำลองการระเบิดหิน ที่เหมาะสมที่สุด	100
 บทที่ 6 บทสรุปการประเมินผลการระเบิด	 102
 ภาคผนวก ผลการตรวจวัดการแตกหักเพิ่มเติม	 103
 บรรณานุกรม	 107

รายการตารางประกอบ

		หน้า
ตารางที่ 2.1	ค่าคงที่สำหรับการปรับแก้ใน เรื่องการวางตัวของ โครงสร้าง หินตะกอน	11
ตารางที่ 2.2	ค่าคงที่สำหรับการปรับแก้ใน เรื่องรอยแตกแยกของ โครงสร้าง	11
ตารางที่ 2.3	ตัวอย่างของ Sheet-Drill Pattern ของการคำนวณต่าง ๆ	18
ตารางที่ 2.4	รายละเอียดการออกแบบการระเบิดในเหมืองหินปูน	20
ตารางที่ 2.5	ระยะเวลาจังหวะถ่วงระหว่างหลุมเจาะระเบิด ที่เสนอแนะ สำหรับการระเบิดแบบขั้วแน่นโค	23
ตารางที่ 2.6	ระยะเวลาจังหวะถ่วงระหว่างแถวของหลุมเจาะระเบิด ที่ เสนอแนะสำหรับการระเบิดแบบขั้วแน่นโค	24
ตารางที่ 2.7	อัตราส่วนของสคิฟไฟเนส (L/B) ที่มีต่อการแตกหักของหิน และผลกระทบต่อสิ่งแวดล้อม	25
ตารางที่ 2.8	ตารางการประยุกต์ใช้วิธีการของ Ash	41
ตารางที่ 2.9	ตารางการประยุกต์ใช้วิธีการของ Konya	42
ตารางที่ 2.10	ตารางการประยุกต์ใช้วิธีการของ IMM	43
ตารางที่ 2.11	ตารางการออกแบบประยุกต์เชิงภาคสนาม	45
ตารางที่ 3.1	เปอร์เซ็นต์ชิ้นส่วนหินที่ผ่านตะแกรง โดยใช้สูตรเชิงประสมการณ์	64
ตารางที่ 3.2	เปอร์เซ็นต์สะสมของชิ้นส่วนหิน ที่ผ่านตะแกรงที่คำนวณ จากสูตรเชิงประสมการณ์ เทียบกับการคัดขนาดจริง ผ่านตะแกรงโรงไม้	66
ตารางที่ 3.3	ค่าคุณสมบัติหินและวัตถุระเบิด และผลลัพธ์ที่ได้จากการคำนวณ และรูปสเก็ทแบบเรขาคณิตของแพตเทิร์นการระเบิดหน้าเหมือง	68
ตารางที่ 4.1	เปอร์เซ็นต์การแตกหักของหินที่ขนาดต่าง ๆ ที่หน้าเหมืองของ บริษัทปูนซีเมนต์เอเชีย จำกัด	74
ตารางที่ 4.2	เปอร์เซ็นต์การแตกหักของหินที่ขนาดต่าง ๆ ที่หน้าเหมืองของ โรงงานเขาวง บริษัท ปูนซีเมนต์ไทย จำกัด (มหาชน)	75
ตารางที่ 5.1	การกระจายค่าใช้จ่ายในการพัฒนาเหมืองหินทั้งหมด	82
ตารางที่ 5.2	ค่าเฉลี่ยพลังงานที่ใช้บดขยี้หิน/แร่ ที่สำคัญ	89

	หน้า	
ตารางที่ 5.3	ตัวเลขผลลัพธ์การวิเคราะห์สำหรับการระเบิดหิน คำนวณโดยใช้วัตต์ระเบิดเพื่อเลือกไว้ 3 ชนิด	98
ตารางที่ 5.4	การวิเคราะห์ค่าใช้จ่าย เพื่อหาประสิทธิภาพและจุดที่เหมาะสม ที่สุดในการระเบิดหิน เปรียบเทียบกับวัตต์ระเบิด 3 ชนิด	101
ตารางที่ 7.1	ข้อมูลดิบของค่าการกระจายขนาดที่ตรวจวัดภาคสนาม ณ บริษัท ปูนซีเมนต์ไทย (เขาวง) จำกัด อำเภอพระพุทธบาท สระบุรี	104
ตารางที่ 7.2	ข้อมูลดิบของค่าการกระจายขนาดที่ตรวจวัดภาคสนาม ณ บริษัท ปูนซีเมนต์เอเชีย จำกัด อำเภอพระพุทธบาท สระบุรี	104
ตารางที่ 7.3	ข้อมูลดิบของค่าการกระจายขนาดที่ตรวจวัดภาคสนาม ณ บริษัท ปูนซีเมนต์นครหลวง จำกัด อำเภอแก่งคอย สระบุรี	105
ตารางที่ 7.4	ข้อมูลดิบของค่าการกระจายขนาดที่ตรวจวัดภาคสนาม ณ บริษัท ปูนซีเมนต์ไทย (แก่งคอย) จำกัด อำเภอแก่งคอย สระบุรี	105
ตารางที่ 7.5	ข้อมูลดิบของค่าการกระจายขนาดที่ตรวจวัดภาคสนาม ณ บริษัท ทีพีไอโพลีน จำกัด อำเภอแก่งคอย สระบุรี	106

รายการรูปประกอบ

		หน้า
รูปที่ 1.1	ภาพถ่ายการระเบิดเพื่อผลิตหินในอุตสาหกรรมซีเมนต์ สำหรับเหมืองชั้นมันไคขนาดใหญ่	5
รูปที่ 2.1	การระเบิดที่ความลาดเทของมวลสารมีส่วนช่วยให้เกิดการไถลเลื่อน	8
รูปที่ 2.2	การระเบิดหินที่วางกับแนวมุมเท พื้นผิวด้านล่างของเหมืองจะขรุขระ	9
รูปที่ 2.3	การระเบิดวางกับแนวสันหินก่อให้เกิดกองวัสดุหลายนอกผิวหน้าเหมืองขรุขระ ปรับแต่งยาก	10
รูปที่ 2.4	ผังภาพ (plan view) ของการออกแบบการระเบิดหลายแพคเทิร์น	13
รูปที่ 2.5	ผังภาพของการออกแบบการระเบิด	19
รูปที่ 2.6	ระยะเฉลี่ยที่เหมาะสมของเบอร์เคนแถวแรกสำหรับเหมืองหินชั้นมันไค	28
รูปที่ 2.7	ตัวอย่างของการใช้แก๊ปไฟฟ้าจังหวะถ่วง ที่มีการออกแบบการจุดระเบิด ตามสภาวะของงานระเบิดหิน	30
รูปที่ 2.8	ความสัมพันธ์ระหว่างค่าปริมาณวัตถุระเบิดที่ใช้กับคุณสมบัติของหินที่อยู่กับที่	32
รูปที่ 2.9	การหาค่ามุมของผิวขรุขระของระนาบรอยแตกในหิน	33
รูปที่ 2.10	แบบอย่างการเจาะของหน้าเหมืองหินแกรนิต ที่มีแบบแผนการวางแก๊ปไฟฟ้าจังหวะถ่วงแบบตัววี	35
รูปที่ 2.11	ผังภาพหน้าเหมืองที่ประยุกต์ใช้วิธีของ Ash	41
รูปที่ 2.12	ผังภาพหน้าเหมืองที่ประยุกต์ใช้วิธีของ Konya	42
รูปที่ 2.13	ผังภาพหน้าเหมืองที่ประยุกต์ใช้วิธีของ IMM	43
รูปที่ 2.14	ผังภาพหน้าเหมืองของการออกแบบประยุกต์เชิงภาคสนาม	44
รูปที่ 3.1	มุมการแตกหัก สำหรับหลุมเจาะเดี่ยว	53
รูปที่ 3.2	แพคเทิร์นการแตกหักของการเจาะแถวเดี่ยว 2 หลุมที่มีค่าอัตราส่วนของ $S/B = 1.0$	53
รูปที่ 3.3	แพคเทิร์นของการเจาะระเบิดแบบสี่เหลี่ยมผืนผ้าหลายแถวที่มีอัตราส่วนของ $S/B = 1.0$	53

รูปที่ 3.4	แพดเทิร์นการระเบิดของหน้าเหมืองหินที่เจาะระเบิดในแนวตั้ง	54
รูปที่ 3.5	ภาพสเก็ตช์ตามสมมุติฐานของการระเบิดแบบชั้นบันได พื้นที่การแตกหักของมวลหินแบ่งออกเป็น 3 ส่วน	55
รูปที่ 3.6	ผังหน้าเหมืองที่สเก็ตช์เพื่อแสดงระยะและมุมที่สำคัญของหลุมเจาะ สำหรับการหาพื้นที่ที่เกิดการแตกหักของมวลหิน	59
รูปที่ 3.7	ปริมาตรของหินที่แตกหัก จากการทดสอบของ USBM	61
รูปที่ 3.8	การเปรียบเทียบผลของการคำนวณกับการตรวจวัดด้วยวิธี การปรับเส้นโค้งที่ดีที่สุดของกราฟ	66
รูปที่ 3.9	กราฟเส้นโค้งที่ได้จากการลากเชื่อมต่อเปอร์เซ็นต์ การแตกหักสะสมของชิ้นส่วนหิน	69
รูปที่ 4.1	ภาพถ่ายหน้าเหมืองก่อนและหลังการระเบิดเมื่อวันที่ 10 ก.พ. 38 ที่ Asia Cement	72
รูปที่ 4.2	ภาพถ่ายหน้าเหมืองก่อนและหลังการระเบิดเมื่อวันที่ 8 มี.ค. 38 ที่ Siam Cement	72
รูปที่ 4.3	กราฟแจกแจงการกระจายขนาดของหินที่ผ่านตะแกรง จากการระเบิดหิน เมื่อวันที่ 8 ก.พ. 2538	74
รูปที่ 4.4	กราฟแจกแจงการกระจายขนาดของหินที่ผ่านตะแกรง จากการระเบิดหิน เมื่อวันที่ 14 มี.ค. 2538	75
รูปที่ 4.5	กราฟการแสดงผลของระยะเวลาถ่วงจังหวะกับขนาดเฉลี่ย การแตกหักที่ค่าเพาเคอร์แฟกเตอร์คงที่	79
รูปที่ 4.6	ขนาดของค่าเฉลี่ยการแตกหักที่ขึ้นอยู่กับค่า เพาเคอร์แฟกเตอร์และระยะเบอร์เดน	79

รายการสัญลักษณ์

ในการอธิบายสัญลักษณ์ เพื่อเป็นการสะดวกคำสัญลักษณ์เหล่านี้จะเรียงลำดับอักษรตามการออกเสียงในภาษาอังกฤษ

A	=	ค่าตัวประกอบตามชนิดของหิน
	=	พื้นที่หินที่เกิดการแตกหัก
	=	ค่าใช้จ่ายของอุปกรณ์ประกอบ
AEN	=	พื้นที่หน้าตัดใหม่
AN-FO	=	สารผสมระเบิดระหว่างแอมโมเนียมไนเตรดกับน้ำมันดีเซล
α	=	มุมเอียงเทของความลาดเอียง
B	=	ระยะเบอร์เคน (burden) - ระยะห่างระหว่างแถวหรือระยะทางระหว่างหน้าอิสระกับหลุมเจาะระเบิด (ขนาดมิติชนิดหนึ่งของแบบอย่างการระเบิด)
BI	=	ดัชนีการบีบคั้นของมวลสาร
B_m	=	ค่าเฉลี่ยของระยะเบอร์เคนแถวแรก
b	=	ระยะทางสั้นที่สุดของเบอร์เคนที่ตั้งฉากกับหน้าอิสระดั้งเดิม
	=	ค่าคงที่ในสมการของ Rosin-Rammler
c	=	ความเร็วของคลื่นตามยาวที่เดินทางผ่านตัวกลาง
CA	=	ค่าใช้จ่ายสำหรับอุปกรณ์
CDB	=	ค่าใช้จ่ายโดยรวมต่อการระเบิดหิน
CDR	=	ค่าใช้จ่ายในการเจาะหลุมระเบิด
CE	=	ค่าใช้จ่ายในการระเบิดหิน
d	=	ขนาดเส้นผ่านศูนย์กลางหลุมเจาะ
D_e	=	เส้นผ่านศูนย์กลางของวัตถุระเบิดในหลุมเจาะ
DH	=	เส้นผ่านศูนย์กลางหลุมเจาะที่อัดระเบิด
E	=	ค่ามอดูลัสของยัง (Young)
e (exp)	=	เลขชี้กำลังในเชิงคณิตศาสตร์
ϵ_r	=	ความเครียดสูงสุดในแนวรัศมี

- F_{av} = ขนาดเฉลี่ยของชิ้นส่วนที่ต้องการให้เกิดการแตกหัก
 H = ความยาวของหลุมเจาะระเบิด
 (ขนาดมิติชนิดหนึ่งของแบบอย่างการระเบิด)
 i = ค่ามุมเอียงของผิวขรุขระของระนาบรอยแตกแยก
 J = ความลึกของระยะซับริลลิง ค่าความลึกที่เจาะต่ำกว่าพื้นผิวเหมืองหิน
 (ขนาดมิติชนิดหนึ่งของแบบอย่างการระเบิด)
 K = ค่าคงที่ขนาดอนุภาคที่ค้ำคะแกรงคามนิยามของ Meloy
 (ดัชนีการย่อยหิน)
 $K.E.$ = พลังงานจลน์
 K_B = อัตราส่วนของระยะ เบอร์เคน
 K_H = อัตราส่วนของความยาวหลุมเจาะระเบิด
 K_T = อัตราส่วนของระยะซับริลลิง
 K_S = อัตราส่วนของระยะสเปซซิง
 K_T = อัตราส่วนของระยะสเต็มมิง
 k = ค่าส่วนกลับของความหนาแน่นวัตถุระเบิด
 L = ความสูงของตระพักหรือหน้าเหมืองในแนวตั้ง (ความสูงหน้าเหมือง
 + ระยะซับริล) ซึ่งเป็นขนาดมิติชนิดหนึ่งของแบบอย่างการระเบิด
 LE = ความยาวของพื้นที่หน้าตัดของตะพัก
 LEN = ความยาวพื้นที่หน้าตัดใหม่
 L_h = ความลึกของหลุมเจาะ (ความสูงหน้าเหมือง + ระยะซับริล)
 L_m = ค่าต่ำสุดของความสูงหน้าเหมือง
 L/B = อัตราส่วนของความแข็งตั้งหรือสตีฟเนส
 M = ตัวแปรในการความยาวของพื้นที่หน้าตัดบนตะพักที่เจาะระเบิด
 N = จำนวนหลุมเจาะระเบิดที่เหมาะสม
 n = ดัชนีการระเบิดที่เป็นตัวบ่งชี้ชนิดหนึ่ง (ค่าคงที่ในกระบวนการ
 แตกหักบดย่อยของแต่ละกระบวนการ)
 = จำนวนตัวเลขของหลุมเจาะที่เป็นตัวแปรทั้งหมด
 P = ค่าใช้จ่ายวัตถุระเบิดต่อความลึก 1 เมตร
 PC = ความยาวของขนาดของวัตถุระเบิดในหลุมเจาะ
 P_i = เปอร์เซนต์สะสมของขนาดชิ้นส่วนทั้งหมดที่ผ่านตะแกรง
 P_{ij} = เปอร์เซนต์สะสมของขนาดชิ้นส่วนที่ผ่านตะแกรง (ต่อหลุมเจาะ)

ϕ	=	มุมเสียดทานภายในของมวล
P_o	=	เปอร์เซ็นต์ชิ้นส่วนหินที่แตกหักแล้วผ่านตะแกรง
Q	=	น้ำหนักของวัตถุระเบิด TNT หรือค่าประกอบเชิงวัตถุระเบิด
Q_o	=	มวลวัตถุระเบิดที่ใช้ต่อหลุมเจาะ
q	=	ค่าพาเคอร์แพกเคอร์ (powder factor) หรือเป็นค่าจำนวนวัตถุระเบิดเฉพาะ (specific charge)
q_L	=	ความหนาแน่นเชิงเส้นของวัตถุระเบิดที่แปลงค่าเป็นพลังงาน
R	=	ระยะห่างในแนวรัศมีที่เป็นระยะไกลสุดจากจุดศูนย์กลางหลุมเจาะ
R_o	=	เปอร์เซ็นต์ขนาดของหินที่ค้างตะแกรง
ρ	=	ความหนาแน่นของมวลสาร
RS	=	หน่วยของเงิน (ในเรื่องค่าใช้จ่าย)
S	=	ระยะห่างระหว่างหลุมเจาะระเบิดในแถวหรือระยะสเปซซิง (ขนาดมิติชนิดหนึ่งของแบบอย่างการระเบิด)
SD	=	ค่าเบี่ยงเบนมาตรฐานของความแม่นยำในการเจาะ
SG_o	=	ความถ่วงจำเพาะของวัตถุระเบิด
SG_r	=	ความถ่วงจำเพาะของหิน
S_c	=	ค่าพลังงานตามน้ำหนักวัตถุระเบิดสัมพัทธ์
S_{c_v}	=	ค่าพลังงานเปรียบเทียบของปริมาตรวัตถุระเบิด
SW	=	ขนาดกะพ้อรถคัก
s	=	ระยะห่างข้างเคียงของหลุมเจาะในแถวเดียวกัน
σ_r	=	ความเค้นอัดสูงสุดในแนวรัศมี
T	=	ความยาวของระยะปิดอัดด้วยเศษหิน/ดิน ในหลุมเจาะหรือเรียกกระยะสแตมมิง (stemming) (ขนาดมิติชนิดหนึ่งของแบบอย่างการระเบิด)
T_H	=	ค่าคงที่การถ่วงจังหวะระหว่างหลุมเจาะต่อหลุมเจาะ
T_R	=	ค่าคงที่การถ่วงจังหวะระหว่างแถวของหลุมเจาะ
t	=	เวลาจริง
t_h	=	เวลาถ่วงจังหวะระหว่างหลุมเจาะต่อหลุมเจาะ
t_r	=	เวลาถ่วงจังหวะระหว่างแถว
θ	=	มุมที่แนวรอยแตกทำกับแนวผิวหน้าอิสระ
UCA	=	หน่วยค่าใช้จ่ายย่อยเพิ่มเติม

UCDB	=	หน่วยค่าใช้จ่ายทั้งหมดในการเจาะและระเบิด
UCDR	=	หน่วยค่าใช้จ่ายต่อความลึกของการเจาะ 1 เมตร
UCE	=	หน่วยราคาวัตถุระเบิดต่อลูกบาศก์เมตร
V_e	=	ปริมาตรของวัตถุระเบิดต่อหลุมเจาะ
VEN	=	ปริมาตรแน่นของหินที่แตก
V_j	=	ปริมาตรของหินที่แตกหักต่อหลุม
V_0	=	ปริมาตรของหินที่แตกหัก ที่คำนวณปริมาตรแบบแน่น (dense or bank volume)
V_T	=	ปริมาตรทั้งหมดของหินที่แตกหัก
W	=	น้ำหนักวัตถุระเบิดสูงสุดต่อจังหวะถ่วง
WE	=	ความกว้างของพื้นที่หน้าตัดบนตะพัก
WEN	=	ความกว้างพื้นที่หน้าตัดใหม่
W_{en}	=	น้ำหนักวัตถุระเบิดที่แท้จริง
X	=	ขนาดช่องเปิดของตะแกรง
X_A	=	ระยะทางในแนวราบจากยอดความลาดเอียง ไปถึงจุดศูนย์กลางของหลุมเจาะระเบิด
X_B	=	ระยะทางในแนวราบจากจุดล่างสุดของความลาดเอียง ไปจนถึงแนวการฉายของจุดยอดความลาดเอียง
X_c	=	ขนาดของอนุภาคใหญ่สุดที่เด่นชัดในกราฟการแจกแจงขนาด
X_m	=	ขนาดเฉลี่ยของอนุภาคที่แตกหักจากการระเบิด
X_{op}	=	ขนาดของอนุภาคที่เหมาะสมที่สุด
x	=	แกนหนึ่งในระบบพิกัดคาร์ทีเซียน
y	=	แกนหนึ่งในระบบคาร์ทีเซียน
	=	ตัวแปรที่ฟังก์ชันหรือเปอร์เซ็นต์น้ำหนักสะสมของอนุภาค
z	=	แกนหนึ่งในระบบคาร์ทีเซียน
	=	จำนวนแถวของระยะเบอร์เคมบนตะพักที่เจาะระเบิด



บทที่ 1

บทนำ

ในสภาวะการณปัจจุบัน เมืองหินและโรงไม้ที่มีการระเบิดหิน เพื่อนำมาใช้ในอุตสาหกรรมหินก่อสร้าง และอุตสาหกรรมซีเมนต์ พื้นที่ที่เป็นแหล่งประกอบการทำผลิตหินเกือบทั้งหมดต้องใช้วัตถุระเบิดในการพัฒนาหน้าเหมือง การเพิ่มประสิทธิภาพของการใช้วัตถุระเบิดโดยการออกแบบให้ได้การแตกหักของหินที่เหมาะสมที่สุด เป็นสิ่งที่จำเป็นอย่างยิ่งต่อผู้ประกอบการเนื่องจากจะช่วยลดค่าใช้จ่ายลง นอกจากนี้การใช้วัตถุระเบิดอย่างพอดีและเหมาะสมจะช่วยลดผลกระทบ ที่จะก่อให้เกิดผลกระทบต่อชุมชนหรือสิ่งก่อสร้างและข้างเคียงได้โดยง่าย

1.1 หลักการและจุดประสงค์ของโครงการ

1. เพื่อศึกษาวิธีการปรับปรุงประสิทธิภาพการใช้วัตถุระเบิด ในงานวิศวกรรมเหมืองแร่ และวิศวกรรมโยธา
2. เพื่อออกแบบและเขียนโปรแกรมการคาดคะเนผลของการระเบิดหิน เพื่อให้ได้การแตกหักของมวลหินที่ได้ชิ้นส่วนที่เหมาะสมพอดีกับการใช้งานเชิงวิศวกรรม
3. การออกแบบการใช้วัตถุระเบิดในงานพัฒนาหน้าเหมืองหิน มีความจำเป็นที่จะต้องหาวิธีการจัดการควบคุมระดับความรุนแรงของผลกระทบที่อาจเกิดขึ้น จากการสั่นสะเทือนของพื้นผิวดิน เสียงดังจากการระเบิด และหินที่ปลิวกระเด็น ให้อยู่ในเกณฑ์ที่ปลอดภัยต่อสิ่งแวดล้อมและชุมชนใกล้เคียง อย่างไรก็ตามการระมัดระวังในเรื่องของความปลอดภัย จำเป็นต้องให้มีความเหมาะสมกับเทคโนโลยีและสถานการณ์ตลอดจนค่าใช้จ่ายของการผลิตหินหน้าเหมือง ให้สามารถเป็นที่ยอมรับต่อประชาชน ผู้ประกอบการ และง่ายต่อการปฏิบัติของเจ้าหน้าที่ผู้ควบคุมโดยตรง

1.2 รูปแบบของการเสนอรายงานวิจัยของโครงการ

เนื้อหาหลักของรายงานฉบับสมบูรณ์นี้ ประกอบด้วยแนวทางของการประเมินและการคาดคะเนผล เริ่มต้นอธิบายความเป็นมาเชิงทฤษฎีของการออกแบบเพื่อพัฒนาหน้าเหมืองหิน

จากนั้นก็นำเสนอการออกแบบงานระเบิดตามรูปแบบเชิงเรขาคณิตที่ปฏิบัติจริงที่ใช้ในปัจจุบัน ทำการเขียนโปรแกรมคอมพิวเตอร์เพื่อช่วยในการปรับตัวเลขที่เหมาะสม ตลอดจนการคำนึงถึงที่มีอิทธิพลของตัวแปรอื่นที่มีผลกระทบต่อ การแตกหักของหิน และก่อให้เกิดผลกระทบต่อสิ่งแวดล้อมข้างเคียงเกี่ยวข้อง

แบบจำลองที่เป็นโปรแกรมสำเร็จรูป ได้เก็บในจานบันทึกแอมมาพร้อมรายงานฉบับนี้ โดยได้มีการเขียนโปรแกรมสำเร็จรูปภาษา Delphi ที่ใช้ผ่าน Windows โปรแกรมสำเร็จรูปในรายงานฉบับนี้ได้พัฒนาเพิ่มเติม จากโปรแกรมเดิมที่ได้นำเสนอไว้ในรายงานความก้าวหน้า โดยที่ยังใช้ชื่อว่า โปรแกรม FRAGMENTATION แต่เป็น version ที่ได้ปรับปรุงใหม่ เพื่อสามารถที่รับค่าของข้อมูลดิบที่ได้จากการตรวจสอบภาคสนามหรือตัวเลขที่สมมุติขึ้นมาวิเคราะห์หาผลการระเบิดหินที่ได้จากการคาดคะเนสำหรับเหมืองหินแต่ละแห่ง ทำให้ช่วยวางแผนปรับปรุงวิธีการใช้วัตถุระเบิดอยู่ในเกณฑ์ที่เหมาะสมและมีประสิทธิภาพ

1.3 การระเบิดหินในงานเชิงวิศวกรรม

ในการพัฒนาเหมืองหินขนาดใหญ่ ภายหลังจากที่มีการปรับระดับและทำทาง ที่สามารถนำเครื่องเจาะระเบิดไปติดตั้งบนที่ยอดเนินได้แล้ว มักจะมีการพัฒนาหน้าเหมืองเป็นแบบขั้นบันได (benching) จึงมักเรียกการระเบิดแบบนี้ว่า "bench blasting" การระเบิดแบบนี้จัดได้ว่ามีประสิทธิภาพสูงสุด ประหยัด และสามารถควบคุมผลกระทบและความเสียหายจากงานระเบิดได้ดีกว่าวิธีอื่น

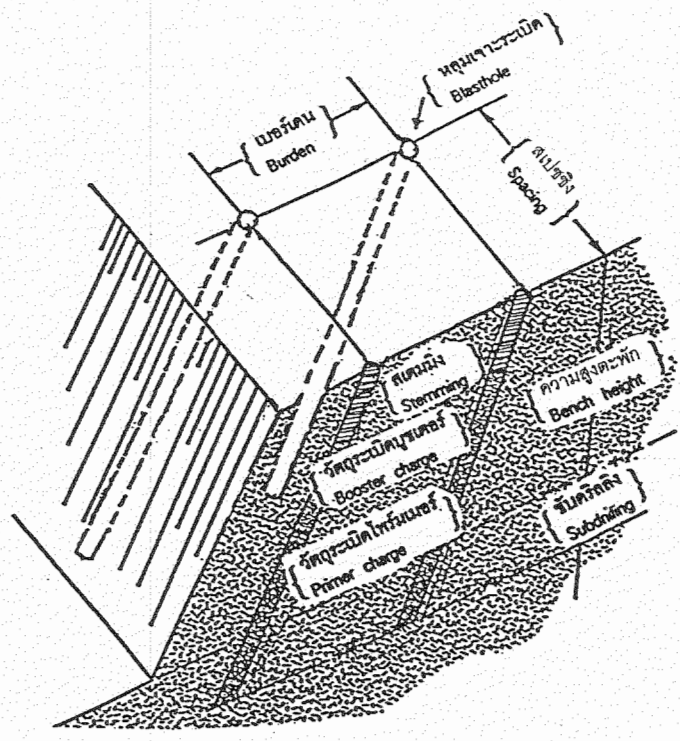
1.3.1 รูปแบบทั่วไปของการระเบิดหินแบบขั้นบันได

ไดอะแกรมรูปแบบเรขาคณิตทั่วไปของการระเบิดหินแบบขั้นบันได ในกรณีที่มีการเจาะรูเอียงได้แสดงไว้ในหน้าที่ 3 ของรูปที่ 1.1 ส่วนรูปที่ 1.2 แสดงรูปหน้าตัดของการระเบิดหินแบบขั้นบันได ที่มีการเจาะรูในแนวตั้ง

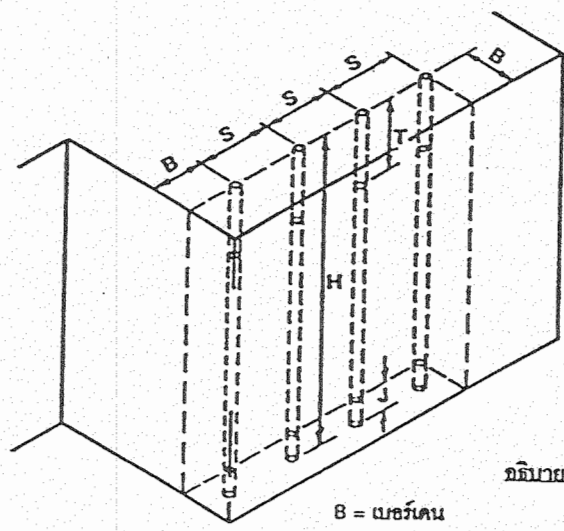
หน้าที่ของการทำงานสำหรับรูปแบบเชิงเรขาคณิตของหน้าเหมืองหิน ตามไดอะแกรมของหน้าถัดไป มีดังนี้

1. เส้นผ่านศูนย์กลางหลุมเจาะระเบิด (blast hole diameter, DH)

การเลือกขนาดของหลุมเจาะ มีผลโดยตรงต่อการแตกหักของหินที่คุ้มค่าที่สุด ตามปกติค่าใช้จ่ายในการเจาะระเบิดและการใช้วัตถุระเบิดจะลดน้อยลง เมื่อขนาดเส้นผ่านศูนย์กลางหลุมเจาะระเบิดใหญ่ขึ้น อย่างไรก็ตาม ตัวประกอบอื่นก็ต้องนำมาวิเคราะห์ด้วย



รูปที่ 1.1 ไดอะแกรมแสดงการระเบิดแบบขั้นบันได ในกรณีเจาะรูของหลุมเจาะแนวเอียง



อธิบายด้วยตัวอักษร

B = บอร์เดน	S = สเปซซิง
H = ความลึกของหลุมเจาะ	T = สแตมมิง
J = ซบคริลิง	

รูปที่ 1.2 ไดอะแกรมแสดงการระเบิดแบบขั้นบันได ในกรณีเจาะรูของหลุมเจาะแนวตั้ง

เช่น ระยะเวลาสูงของหน้าเหมือง กฎเกณฑ์ทางด้าน การสันสะเทือนและผลกระทบอื่น ความแข็งและโครงสร้างของมวลหินที่ทำการระเบิด ถ้าหินแข็งมากก็จะทำให้ระเบิดออกมา มีก้อนขนาดใหญ่เกินความต้องการ (oversize) มากเกินไป

2. ระยะห่างระหว่างแถวหรือระยะเบอร์เคน (burden, B)

ระยะเบอร์เคน (burden) เป็นระยะที่สั้นที่สุดที่ใช้เวลาในการจุกระเบิดและก่อให้เกิดการเคลื่อนย้ายมวลสารออกจากหน้าอิสระ (free face) การเลือกระยะห่างของเบอร์เคน จัดว่าเป็นส่วนสำคัญที่สุดในการออกแบบงานระเบิด

ถ้าหากว่าระยะห่างของเบอร์เคนแคบ(ถี่)เกินไป หินจะปลิวกระเด็นไปได้ไกลจาก บริเวณหน้าเหมือง ระดับความดังของเสียงที่เกิดจากการระเบิดจะมีสูง และการแตกหักของหินจะแตกละเอียดได้ก่อนเล็กน้อยเกินขนาดที่ต้องการ (undersize) มากเกินไป ในทางกลับกันถ้าหากระยะห่างของเบอร์เคนกว้าง(ยาว)มากเกินไป ปรากฏการณ์ของการแตกร้าวทางด้านหลังของแนวระเบิดมาก หลุมขรุขระที่เกิดจากการระเบิดจะมีสูง

3. ระยะห่างระหว่างหลุมเจาะในแถวหรือระยะสเปซซิง (spacing, S)

ระยะสเปซซิง จะเป็นระยะตั้งฉากกับระยะเบอร์เคน ผลกระทบของระยะสเปซซิงที่แคบเกินไปจะก่อให้เกิดการแตกร้าวระหว่างหลุมเจาะข้างเคียง หรือวัสดุที่ปิดอัดหลุม (stemming materials) มีการปลิวกระเด็นก่อนเวลาที่ควร ก๊าซในหลุมเจาะถูกปล่อยออกมาเร็ว และเสียงดังจากการระเบิดมีสูง ในการพัฒนาเหมืองหิน ถ้าหากระยะสเปซซิงแคบ(ถี่)มากเกินไป ไซนการแตกร้าว (shattered zone) ระหว่างหลุมเจาะจะมีอยู่สูง

ถ้าหากระยะสเปซซิงกว้าง(ยาว)มากเกินไป มวลหินระหว่างหลุมเจาะที่อยู่ข้างเคียงอาจมีการแตกหักไม่ดี ทำให้ได้การระเบิดคดหน้าพื้นเหมืองที่ไม่เรียบ ในทำนองเดียวกันพื้นผิวหน้าเหมืองก็ไม่เรียบ (rough wall) ด้วย

4. ความสูงของตะพักหรือหน้าเหมือง (bench height, L)

ความสูงของตะพักหรือหน้าเหมือง จำเป็นต้องมีสัดส่วนพอดีกับระยะเบอร์เคน (B) ลำพังค่าความสูงอย่างเดียว (L) จะมีความสำคัญต่องานระเบิดน้อยกว่าอัตราส่วนของ L/B ซึ่งมีอีกชื่อหนึ่งเรียกว่า อัตราส่วนของความแข็งคิงหรือสตีฟเนส (stiffness ratio) ซึ่งมีผลกระทบต่อในเรื่องการแตกหัก การสันสะเทือน เสียงดังเกินขนาด และหินปลิวกระเด็น

5. ระยะเจาะลึกใต้ระดับพื้นเหมืองหรือระยะรับคริสลิ่ง (subdrilling, J)

การที่ทำการเจาะลึกต่ำกว่าระดับพื้นของเหมือง ที่มีการใช้เครื่องจักรกลเพื่อขนย้ายหินในบริเวณ ทั้งนี้เพื่อให้แน่ใจว่าตลอดหน้างาน (full face) สามารถนำเครื่องจักรกลเข้าไปปฏิบัติงานได้ ไม่มีขีดหินเกาะบริเวณพื้นเหมือง เหตุผลอีกประการหนึ่ง ก็คือขนาดแอมพลิจูดของคลื่นพัลส์กระแทกจากการระเบิดไม่ได้มีค่าสูงสุดที่จุดล่างสุดของคอลัมน์-

วัตถุระเบิด (explosive column) มีผลทำให้การแตกหักที่จุดล่างสุด (toe) ของความลาดเอียงบริเวณหน้าเหมือง ได้หินขนาดใหญ่เกินควร แต่ถ้ำบริเวณพื้นเหมือง โครงสร้างหินในยริเวณมีรอยแตกรอยแยกมากอยู่ก่อนแล้ว การเจาะระเบิดต่ำกว่าระดับพื้นก็ไม่จำเป็น เพราะการขนย้ายวัสดุทำได้ง่ายอยู่แล้ว

1.3.2 แบบอย่างหลุมเจาะระเบิด

แบบอย่างหรือแพตเทิร์น (pattern) หลุมเจาะระเบิด นิยมใช้เพียง 3 แบบ คือ

1. แบบอย่างสี่เหลี่ยมจัตุรัส (square pattern) มีค่าอัตราส่วนของ ระยะเบอร์เดน/ระยะสเปซซิง (B/S) เท่ากับ 1:1
2. แบบอย่างสี่เหลี่ยมผืนผ้า (rectangular pattern) มีค่าอัตราส่วนของ ระยะเบอร์เดน/ระยะสเปซซิง (B/S) ไม่เท่ากับ 1:1 (นิยมใช้ 1:2)
3. แบบอย่างสลับฟันปลา (staggered pattern) มีค่าอัตราส่วนของ ระยะเบอร์เดน/ระยะสเปซซิง (B/S) เท่ากับ 1:1.15



รูปที่ 1.3 ภาพถ่ายการระเบิดเพื่อผลิตหินในอุตสาหกรรมซีเมนต์ สำหรับเหมืองหินขั้นบันไดขนาดใหญ่ ในภาพแสดงผลของการจุดระเบิดโดยใช้แท่งไฟฟ้าถ่วงจังหวะระหว่างแถว ภาพนี้ถ่ายที่เหมืองหินของบริษัทปูนซีเมนต์นครหลวง สระบุรี (21 พ.ย. 2539)

1.3.3 แก๊ปไฟฟ้าจังหวะถ่วงและระยะถ่วงจังหวะ

ผลของการกระทำการระเบิดมวลหินหน้าเหมือง และทำให้มีการจุกระเบิดชุดหนึ่งพร้อมกันทีเดียว (instantaneous) ก่อให้เกิดความแรงสูงในมวลหิน อันที่จะมีผลต่อการไถลเลื่อน (sliding) ของหน้าเหมืองได้ แนวทางปฏิบัติที่ดี ก็คือ ควรใช้แก๊ปไฟฟ้าจังหวะถ่วง (electric delay cap) ช่วยในการระเบิด กำหนดให้ระยะห่างของเวลาการระเบิดระหว่างแถวที่ถัดไป ควรจะมีช่วงเวลาระยะถ่วง (delay interval) ประมาณ 3-6 เศษหนึ่งส่วนพันวินาทีต่อเมตร ในการระเบิดครั้งหนึ่งก็ไม่ควรมีแถวของเบอร์เคนเกิน 4 แถว เพื่อลดผลกระทบเรื่องการสันสะท้อนและการยกตัวของมวลสาร ตัวอย่างของการใช้เบอร์แก๊ปไฟฟ้าถ่วงจังหวะ สำหรับหน้างานระเบิดที่มีการระเบิดหน้าเหมืองหินแบบชั้นบันไดขนาดใหญ่ ได้แสดงไว้ในรูปที่ 1.3 หน้า 5

บทที่ 2

ข้อเสนอแนะ สำหรับการเพิ่ม ประสิทธิภาพ การแตกหักของหิน

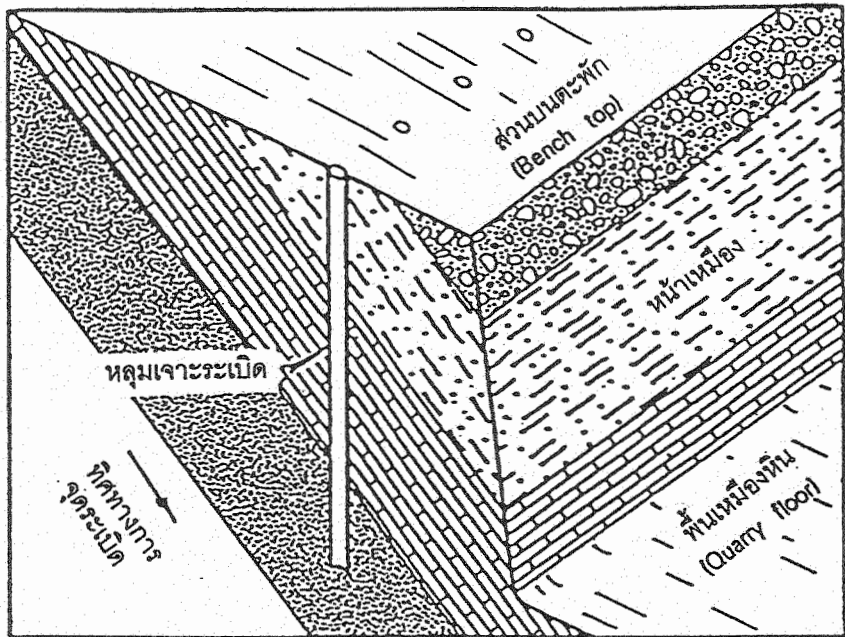
หลักของการระเบิดหินในงานวิศวกรรม ที่ต้องการเพิ่มประสิทธิภาพของงานการระเบิด ก็คือ การที่สามารถควบคุมให้การแตกหักอยู่ในเกณฑ์ที่เหมาะสมนั้น ขึ้นอยู่กับองค์ประกอบหลายประการ ได้แก่ สภาพธรณีวิทยาของการเปิดหน้าเหมืองเพื่อการผลิตหิน ชนิดของหินที่จะทำการระเบิด โครงสร้างของมวลหิน และวัตถุระเบิดที่ใช้ เป็นต้น การออกแบบที่ดีและได้ประสิทธิภาพของการแตกหักสูงสุด ต้องควบคุมการใช้วัตถุระเบิดอย่างเหมาะสม ไม่ให้เกิดผลกระทบต่อสิ่งแวดล้อมเกินขีดจำกัด ซึ่งผลกระทบหลักและความเสียหายที่สามารถประเมินได้ คือ การสั่นสะเทือน เสียงดัง หินปลิวกระเด็น

2.1 การเปิดหน้าเหมืองหินให้เหมาะสมกับสภาพธรณีวิทยา

การเปิดหน้าเหมืองหินที่มีประสิทธิภาพควรคำนึงถึง สภาพทางธรณีวิทยาของท้องถิ่น ความธรรมชาติผลกระทบของโครงสร้างและชนิดของหิน มักจะอยู่ในรูปของการสูญเสียพลังงานการระเบิด กับทำให้ประสิทธิภาพในการแตกหักของมวลหินไม่ดี ตลอดจนก่อให้เกิดปัญหาทางด้านขนย้ายมวลวัสดุ การสั่นสะเทือนจากการระเบิดที่เกี่ยวข้องกับความไม่ต่อเนื่องในหินเป็นผลทางอ้อม ปริมาณการใช้วัตถุระเบิดมีผลโดยตรง

การศึกษาอย่างถูกต้องตามหลักวิชาการ สามารถทำการจัดรูปแบบของโครงสร้างหินที่มีรอยแตกรอยแยกให้เป็นหมวดหมู่ แนวทางที่สามารถแสดงผลที่น่าเชื่อถือเชิงวิเคราะห์ (quantitative) ได้แม่นยำถูกต้องมาก ก็คือ การนำวิธีการของการฉายกึ่งทรงกลม (hemispherical projection) มาใช้วิเคราะห์หาค่าเฉลี่ยแนวทิศทางโครงสร้าง

เมื่อมีการตรวจวัดก่อนการทำการระเบิด (ระเบิดทดสอบหรือระเบิดจริง) ควรทำการบันทึกผลของค่าการวางตัวของชั้นหิน (bedding) หรือรอยแตกของมวลหิน (joint) ที่มีการวางตัวอยู่ระหว่างจุดตรวจวัดกับจุดที่ทำการระเบิด จะทำให้ทราบผลกระทบของการสั่นสะเทือนว่ามีค่าแอมพลิจูดของคลื่นลดลงหรือไม่ เป็นอัตราส่วนเท่าใด เมื่อเทียบกับหินที่มีโครงสร้างเนื้อแน่น (massive) การที่ได้ทำการบันทึกค่าแบบนี้หลายครั้งในหน้าเหมืองเดียวกัน ก็สามารถที่จะนำผลมาวิเคราะห์เชิงสถิติต่อไป

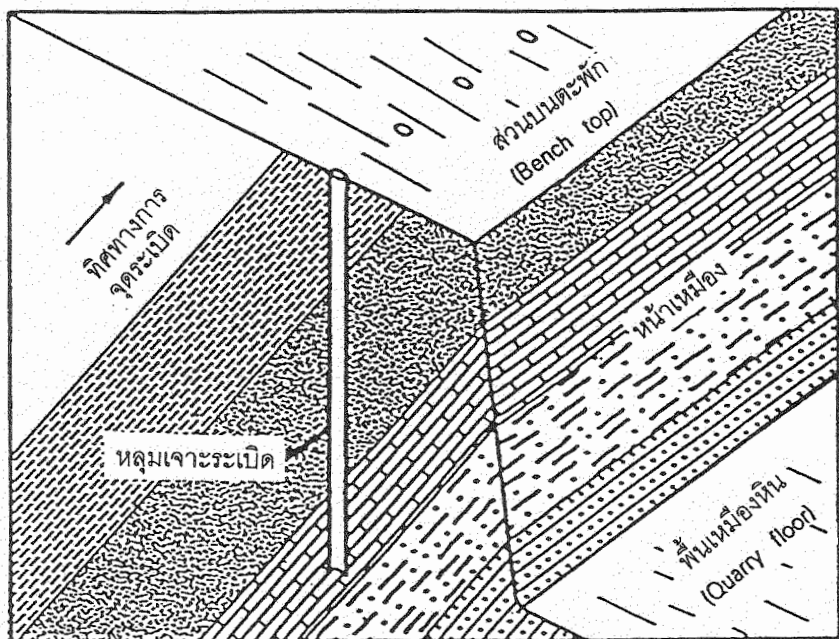


รูปที่ 2.1 การระเบิดที่ความลาดเทของมวลสารมีส่วนช่วยให้เกิดการไถลเลื่อน (sliding) หลุมเจาะระเบิดถูกเจาะเป็นแนวขนานกับแนวหน้าอิสระ หลุมเจาะเหล่านี้เจาะลึกลงไป ในชั้นหิน (หรือรอยแตกของมวลสาร) แนวเจาะวางกับทิศทางของมุมเอียงเท

ผลสรุปของการเปิดหน้าเหมืองหินที่เกี่ยวข้องกับธรณีวิทยา (Burkle, 1980) ที่สำคัญ ได้แก่

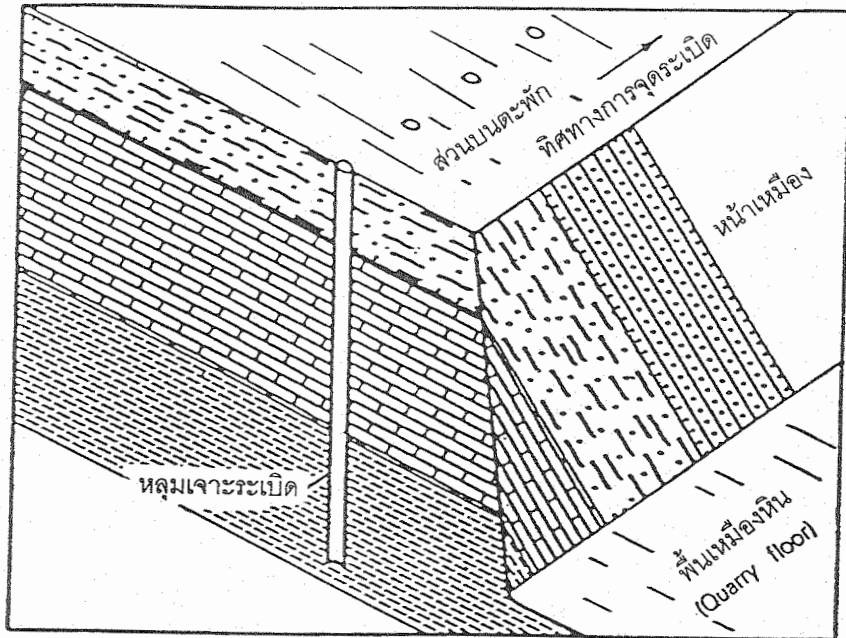
1) หากทำการระเบิด ในทิศทางเดียวกับมุมเอียงเท (ดูรูปที่ 2.1) ของชั้นหินตะกอน (bed) ในทิศทางเอียงเทของรอยแตก (joint) ในหินอัคนี หรือแนวเอียงเทของไฟลิวชัน (foliation) ในหินแปร มีโอกาสที่จะเกิดปรากฏการณ์ของการแตกหักด้านหลังแนวระเบิด (backbreak) แต่ได้ผิวของของพื้นเหมืองหินราบเรียบ

2) การระเบิดที่วางกับแนวมุมเอียงเท (ดังแสดงในรูปที่ 2.2) มีโอกาสที่จะเกิดการแตกร้าวหลังแนวระเบิดน้อยกว่าแบบแรก แต่จะได้วัสดุหลังการระเบิดเป็นกองสูงทางด้านล่างสุดของเหมือง (high toe)



รูปที่ 2.2 การระเบิดที่ขวางกับแนวมุมเท พื้นผิวด้านล่างของเหมืองจะขรุขระ

3) ในกรณีของการระเบิดที่ขวางกับแนวสัณหิต (strike direction) สมควรหลีกเลี่ยงอย่างยิ่ง เพราะมีโอกาสที่ระเบิดครั้งเดียวต้องประสบกับหินหลายชนิดพร้อมกัน หรือเป็นหินชนิดเดียวกัน แต่องค์ประกอบของแร่ที่เกาะติดในมวลหินนี้มีความแตกต่างกันค่อนข้างสูง (ดูรูปที่ 2.3) การระเบิดแบบนี้ไม่สามารถควบคุมพื้นผิวหินของหน้าเหมืองให้เกิดการแตกเรียบได้ และยังมีโอกาสเกิดการแตกร้าวทางด้านแนวสุดท้ายของหลุมเจาะระเบิด (end break) ถ้าหากมีการจุดระเบิดในทิศทางที่ผิด



รูปที่ 2.3 การระเบิดขวางกับแนวสัณหีนก่อให้เกิดกองวัสดุหลุมกอง
ผิวหน้าเหมืองขรุขระ ปรับแต่งยาก

ดังนั้นวิศวกรและนักธรณีวิทยา ควรวางแผนร่วมกันเพื่อปรับแนวทางเดินหน้าเหมือง ให้ได้แนวของการจตุระเบิดตั้งฉากกับแนวหลักของความไม่ต่อเนื่องในหิน (major trend of discontinuities) หรือกล่าวอีกนัยหนึ่ง คือ เพื่อให้ได้แนวหน้าเหมืองขนานกับแนวของสัณหีน (หรือแนวรอยแตกใหญ่) การขยายตัวของก๊าซในหลุมระเบิดจะดีขึ้น ประสิทธิภาพของการระเบิดสูงขึ้น ผลกระทบทางด้านสารอันตรายและเสียงดังจากการระเบิด จะลดลงกว่าปกติ

Konya (1995) ได้เสนอแนะให้นำตัวเลขที่คูณเข้าไปเพื่อชดเชยการเปลี่ยนแปลงเชิงธรณีวิทยา สำหรับกรณีที่จะเริ่มต้นคำนวณระยะเบอร์เคน (B) สำหรับการวางแผนการระเบิดเหมืองหินชั้นมันได จะมีตัวเลขค่าคงที่ ที่ต้องคูณเข้าไปในค่าระยะของ B ซึ่งได้แก่ ค่าคงที่ K_d และ K_s

ตารางที่ 2.1 ค่าคงที่สำหรับปรับแก้ในเรื่องการวางตัวของโครงสร้างหินตะกอน

การวางตัวของโครงสร้าง	ค่าคงที่ Kd
- ชั้นหินมีการเอียงเท เข้าหามวล (ตรงข้ามหน้าอิสระ)	1.18
- ชั้นหินมีการเอียงเท เข้าหาหน้าอิสระ	0.95
- กรณีอื่น	1.00

ตารางที่ 2.2 ค่าคงที่สำหรับปรับแก้ในเรื่องรอยแตกแยกของโครงสร้าง

ลักษณะความไม่ต่อเนื่องของโครงสร้าง	ค่าคงที่ Ks
- มีรอยแตกมาก ระยะห่างของรอยแตกน้อย (ความถี่รอยแตกแยกสูง)	1.30
- มีรอยแตกแยกบ้าง แต่ระหว่างช่องว่างมีสารเชื่อมให้ยึดติดกันดี	1.10
- หินเนื้อแน่น ไม่มีรอยแตกแยก	0.95

ค่าคงที่ Kd เป็นค่าตัวเลขค่าคงที่ที่คูณกับระยะเบอร์ดอน เพื่อแก้ไขในเรื่องการวางตัวเชิงธรณีวิทยาของโครงสร้าง (geological orientation) ได้แก่แนวสัณหิณและค่ามุมเอียงเท เป็นต้น ตัวเลขค่าคงที่ Kd ที่ได้แสดงไว้ในตารางที่ 2.1

ค่าคงที่ Ks เป็นตัวเลขค่าคงที่ที่คูณกับระยะเบอร์ดอน เพื่อแก้ไขในเรื่องรอยแตกรอยแยกในโครงสร้างเชิงธรณีวิทยา (geological structure) ของมวลหิน ตัวเลขค่าคงที่ Ks ได้แสดงไว้ในตารางที่ 2.2

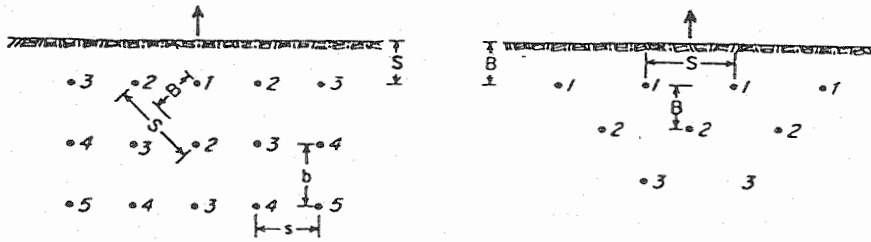
2.2 การออกแบบทั่วไปสำหรับงานระเบิดหิน

งานการระเบิดหินแบบขี้น้ำมันโคส่วนใหญ่ จะออกแบบให้ทิศทางของมวลหินที่แตกหักมีการเคลื่อนที่ในแนวตั้งฉากกับหน้าอิสระ (free face) และไม่นิยมให้มีแถวของรูเจาะมากกว่า 4 แถว เนื่องจากมีผลกระทบในด้านการสั่นสะเทือนและเกิดรอยแตกร้าวบริเวณด้านหลังหลุมเจาะ ที่เรียกว่า "back break"

ในรูปที่ 2.4 เป็นการมองผังภาพ (plan view) สำหรับการออกแบบการระเบิดทั่วไปหลายรูปแบบ แบ่งออกเป็นผัง (plan) A, B, C, D, E, F, G แต่ละผังจะมีชื่อเฉพาะที่ใช้เรียก สำหรับงานระเบิดของหน้าเหมืองเปิด (แสดงชื่อไว้ในรูป 2.4) ตัวเลขอาระบิกในรูปเป็นหมายเลขกำกับช่วงเวลาของการระเบิด หมายเลขค่าของกำกับจะทำให้เกิดการระเบิดก่อน หมายเลขสูงจะเกิดการระเบิดทีหลัง

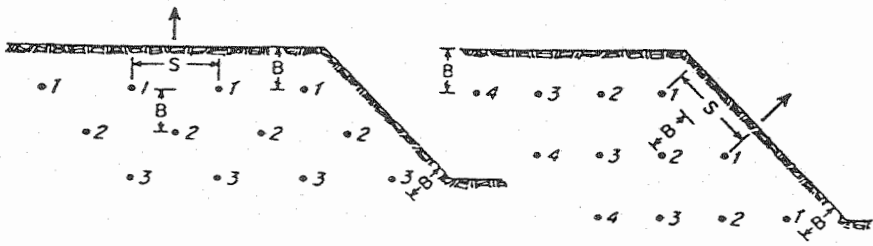
คำอธิบายนิยามและสัญลักษณ์ต่าง ๆ ในรูปที่ 2.4 ได้รวบรวมแสดงไว้ข้างล่างนี้เพื่อความสะดวกและให้เข้าใจง่าย ดังนี้

- B = ระยะห่างระหว่างแถว (burden) เป็นระยะที่วัดจาก จุดศูนย์กลางของหลุมเจาะระเบิดถึงระยะที่ใกล้ที่สุดของหน้าอิสระ ระยะเบอร์เคนนี้เป็นแนวที่การเปลี่ยนตำแหน่ง (displacement) จะเกิดขึ้นในช่วงเวลาที่จุดระเบิด
- b = เป็นระยะตั้งฉากกับหน้าอิสระดั้งเดิม วัดระหว่างแถวของหลุมเจาะระเบิด
- D_o = เส้นผ่านศูนย์กลางของวัตถุระเบิด ในหลุมเจาะระเบิด
- H = ความยาวทั้งหมดของหลุมเจาะระเบิด
- J = ความยาวของระยะหลุมเจาะที่เจาะลึกลงไปได้พื้นเหมืองหินเรียกว่า ระยะซับคริลลิง (subdrilling)
- L = ความสูงในแนวตั้งของหน้าเหมือง
- S = ระยะห่างระหว่างหลุมเจาะ (spacing) เป็นระยะห่างระหว่างหลุมเจาะสองหลุม ค่าระยะสเปซซิงนี้จะต้องวัดตั้งฉากกับระยะเบอร์เคน
- s = ระยะห่างระหว่างหลุมข้างเคียงในแถวเดียวกัน (ดูผัง A รูปที่ 2.4)
- T = ระยะที่ปลอดภัยจากวัตถุระเบิดเป็นส่วนที่กบอัดหลุมเจาะด้วยดิน/เศษหิน เรียกว่า ระยะ stemming หรือเรียกอีกชื่อหนึ่งว่าระยะ collar



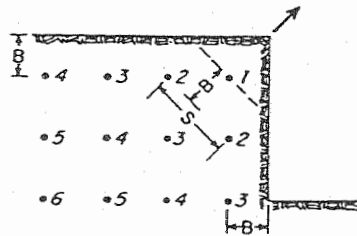
ผัง A: ตัดหน้าแบบอย่างกลอง ขยายแนวตัววี
Box cut, expanding V

ผัง B: ตัดหน้าแบบอย่างกลอง ขยายแนวราบด้านล่างตัววี
Box cut, expanding flat bottomed V

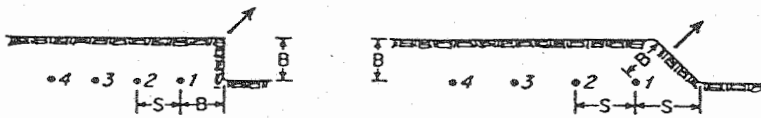


ผัง C: ตัดด้านข้าง แบบอย่างสลับฟันปลา
Corner cut, echelon

ผัง D: ตัดมุม แบบอย่างสลับฟันปลา
Corner cut, echelon



ผัง E: ตัดมุมสองด้าน แบบอย่างสลับฟันปลา
Corner cut, echelon



ผัง F: ตัดมุม แบบอย่างสลับฟันปลาแถวเดียว
Corner cut, echelon
single row, $S = B$

CORNER CUT, ECHOLON
SINGLE ROW, PLAN G, $S = 1.4B$

รูปที่ 2.4 ผังภาพ (plan view) ของการออกแบบการระเบิดหลายแพคเทิร์น
แนวหัวลูกศรเป็นทิศทางเคลื่อนที่ของมวลหินภายหลังการระเบิด

ตามปกติคนงานในภาคสนามจะใช้พจน์ b และ s เพื่อความสะดวกในการอธิบายแบบอย่างการระเบิดเฉพาะบางแบบ เช่น พัง A ที่เป็นแบบกริดสี่เหลี่ยมจัตุรัส (square grid) ซึ่งพจน์ b และ s นี้ไม่ใช่ ระยะเบอร์เดน และระยะสเปซซิง

2.3 สูตรเชิงประสพการณ์ของการออกแบบการระเบิดหิน

การนำเสนอสูตรเชิงประสพการณ์ (empirical formulas) มีผู้เชี่ยวชาญหลายท่านได้แนะนำ ส่วนใหญ่จะเป็นผลงานวิจัยดั้งเดิมมาก่อน ภายหลังจึงได้นำมาเผยแพร่สิ่งที่ประสพเป็นปัญหาเสมอในเรื่องการปฏิบัติงานภาคสนาม ได้แก่ สูตรเชิงประสพการณ์รูปแบบหนึ่งอาจเหมาะสำหรับงานระเบิดภาคสนามแห่งหนึ่ง แต่ไม่เหมาะกับงานระเบิดภาคสนามอีกแห่งหนึ่ง ทั้งนี้เพราะว่า ธรณีวิทยาของบริเวณ สภาพภูมิประเทศ และสภาวะสิ่งแวดล้อมข้างเคียงของแต่ละแหล่งไม่เหมือนกัน

อย่างไรก็ตามเพื่อเป็นแนวทางในการปฏิบัติงานภาคสนาม ผู้ศึกษาวิจัยได้รวบรวมสูตรเชิงประสพการณ์ที่มีผู้นำเสนอและนิยมใช้มากมาทั้งหมด 3 วิธี โดยที่แต่ละวิธีก็มีความแตกต่างกันไปบ้างในเรื่องรายละเอียดของงานการออกแบบการระเบิดหิน

2.3.1 วิธีการของ Ash

สูตรเชิงประสพการณ์วิธีแรกที่คัดเลือกมาคือวิธีการของ Richard L. Ash ซึ่งได้ตีพิมพ์ในวารสาร Pit and Quarry และวิทยานิพนธ์ระดับปริญญาเอกของ University of Minnesota และทางคณะทำงานของ U.S. Bureau of Mines (Pugliese, 1972; Dick et al., 1973) ได้ทดลองนำสูตรเชิงประสพการณ์นี้มาใช้ในเหมืองหินปูนและหินโคลไลต์หลายแห่ง ปรากฏว่าได้ผลดีสำหรับหินตะกอนที่มีการตกตะกอนเชิงเคมี และมีรอยแตกรอยแยกบ้างในโครงสร้าง

Dr. Ash ได้เสนอสูตรในการคำนวณแบ่งเป็นการออกแบบสำหรับประเภทอัตราส่วนของรูปแบบเชิงเรขาคณิตของการเจาะ ร่วมกับการไหลควัดระเบิดไว้ 5 อัตราส่วน ซึ่งเป็นการหาค่าของมิติที่ไม่ทราบค่า (unknown dimension)

1. การหาค่าของมิติที่ไม่ทราบค่า

เมื่อเริ่มต้นการออกแบบงานระเบิด จะมีขนาดมิติของงานระเบิดหลายค่าที่ไม่ทราบจำเป็นต้องเริ่มต้นด้วยสูตรเชิงประสพการณ์ ดังต่อไปนี้

a. หาค่าอัตราส่วนของเบอร์เคน

การหามิติต่าง ๆ (หน่วยระบบอังกฤษ) ทั้ง 5 ค่ามีดังนี้

$$B = K_B [D_o/12] \quad (2.1)$$

โดยที่ K_B = อัตราส่วนเบอร์เคน

หน่วยของเส้นผ่านศูนย์กลางวัตถุระเบิด, D_o เป็นนิ้ว หน่วยของ B เป็นฟุต

b. หาค่าอัตราส่วนของสเปซซิง

$$S = K_S B \quad (2.2)$$

โดยที่ K_S = อัตราส่วนสเปซซิง หน่วยของ S เป็น ฟุต

c. หาค่าอัตราส่วนของความยาวหลุมเจาะระเบิด

$$H = K_H B \quad (2.3)$$

โดยที่ K_H = อัตราส่วนความยาวหลุมเจาะระเบิด หน่วยของ H เป็น ฟุต

d. หาค่าอัตราส่วนของระยะซับริลลิง

$$J = K_J B \quad (2.4)$$

โดยที่ K_J = อัตราส่วนซับริลลิง หน่วยของ J เป็น ฟุต

e. หาค่าอัตราส่วนของระยะสแตมมิงหรือระยะคอลลาร์ในหลุมเจาะ

$$T = K_T B \quad (2.5)$$

โดยที่ K_T = อัตราส่วนสแตมมิง หน่วยของ T เป็น ฟุต

2. ข้อกำหนดในรายละเอียดของการออกแบบตามวิธีของ Ash

สูตรเชิงประสภการณ์ของ Ash ที่นำเสนอมานี้ ใช้สำหรับการเจาะระเบิดในแนวตั้ง ความลึกของหลุมเจาะตั้งแต่ 5-260 ฟุต เส้นผ่านศูนย์กลางหลุมเจาะมีขนาด ตั้งแต่ 1-5/8 นิ้ว ถึง 10-5/8 นิ้ว ประยุกต์ใช้กับวัตถุระเบิดทุกชนิด และยังมีข้อกำหนดในรายละเอียดสำหรับสมการที่ 2.1-2.5 ดังต่อไปนี้



a. การคำนวณหาค่าของเบอร์เคน

เมื่อใช้สมการที่ 2.1 ทหาระยะเบอร์เคนนั้น มักจะกำหนดให้ความหนาแน่นของมวลหินเท่ากับ 2.7 กรัม/ลบ.ซม. (เป็นค่าความหนาแน่นเฉลี่ยของปูนและหินโคโลไมด์) และใช้ค่า K_B ดังนี้

- ให้ $K_B = 30$ เป็นค่าเฉลี่ยในกรณีทั่วไป
- $K_B = 25$ ถ้าหากใช้วัสดุระเบิดที่มีความหนาแน่นต่ำ เช่น AN-FO
- $K_B = 35$ ถ้าหากใช้วัสดุระเบิดที่มีความหนาแน่นสูง เช่น Slurries และ Gelatin

ถ้าหากหินมีค่าความหนาแน่นสูงกว่า 2.7 กรัม/ลบ.ซม. ก็ให้ใช้ค่า K_B ต่ำ ในทำนองเดียวกัน ถ้าหินมีความหนาแน่นต่ำกว่า 2.7 กรัม/ลบ.ซม. ก็ใช้ค่า K_B สูง

b. การคำนวณหาค่าของสเปซซิง

ในกรณีที่จะหาระยะสเปซซิง ควรใช้สมการที่ 2.6 ข้างล่างนี้ ซึ่งกำหนดค่า $K_s = 1.8-2.0$ เพื่อใช้คำนวณกับการจุดระเบิดแบบระเบิดพร้อมกันทีเดียว (simultaneously initiation) ของหลุมเจาะในแนวเดียวกัน การเคลื่อนที่ของหินเนื่องจากการระเบิดมักจะตั้งฉากกับแนวตั้งเดิมของหน้าอิสระ จากประสบการณ์ในภาคสนามที่งาน Dr. Ash ได้เสนอการปรับปรุง วิธีการหาระยะสเปซซิง เมื่อมีสภาวะใหม่ ดังนี้

$$S \approx (B \times H)^{1/2} \quad (2.6)$$

$$\text{โดยที่} \quad 2B \leq H < 4B$$

$$S \approx 2B \quad (2.7)$$

$$\text{โดยที่} \quad 4B \leq H$$

สมการ (2.2), (2.6), (2.7) ต้องใช้กับการระเบิดแบบระเบิดพร้อมกันทีเดียว (simultaneously initiation) แต่ถ้าแบบอย่างการเจาะเป็นแบบสี่เหลี่ยมจัตุรัส แล้วทำการจุดระเบิดแบบถ่วงเวลาต่อเนื่อง (sequence delays) การเคลื่อนที่ของหินในการระเบิดแบบนี้จะอยู่ในแนวทิศทางประมาณ 45 องศา กับแนวตั้งเดิมของหน้าอิสระ จะใช้ค่า $K_s = 1-1.2$ ถูกลำบากใช้กับค่าของ s ซึ่งเป็นระยะห่างของหลุมเจาะข้างเคียงในแนวเดียวกัน (b) เปลี่ยนแปลงไป นั่นคือ $b = 1.4 B$ ดังนั้นจะได้สูตรประสบการณ์ที่ใช้แทนสมการที่ 2.2 ใหม่ คือ

$$S = K_s \times b = K_s (1.4B) \quad (2.8)$$

โดยที่ $K_s = 1-1.2$

c. การคำนวณหาค่าความยาวหลุมเจาะ

ในเชิงปฏิบัติการ ค่า K_H มีพิสัยอยู่ระหว่าง 1.5-4.0 โดยที่ค่าตัวเลข 2.6 นิยมใช้มากที่สุด ตามปกติระยะลึก (ความยาว) หลุมเจาะระเบิดไม่เคยเจาะลึกน้อยกว่าระยะของเบอร์เดน หรือทำให้ค่า K_H น้อยกว่า 1 (หนึ่ง) ถ้าหากใช้ค่า K_H น้อยกว่า 1 ผลการระเบิดจะมีประสิทธิภาพไม่ดีทำให้เกิดแตกเกินขีดจำกัด (overbreak) หรือหลุมครีเตอร์ชัวร์ (cratering) แต่ถ้า ค่า K_H มีค่ามากกว่า 4 ก่อให้เกิดปัญหาทางด้านพื้นล่างสุดของความลาดเอียง (toe) เมื่อใช้ไดนาไมต์ที่เป็นตัวไพรเมอร์ (primer) เดี่ยว ในการจุดระเบิด

ถ้าหากใช้ไดนาไมต์ทำไพรเมอร์หลายแห่ง (multiple priming) สำหรับหลุมเจาะเดี่ยว ความลึกของหลุมเจาะจะมีค่า K_H เฉลี่ยที่ 2.6 หรือบางครั้งค่า K_H เกิน 4.0

d. การคำนวณค่าระยะชั้นคริสลิ่ง

ค่า K_T ในการคำนวณหาระยะความยาวของชั้นคริสลิ่ง ไม่ควรน้อยกว่า 0.2 ปกตินิยมใช้ตัวเลข 0.3 เพื่อให้ประสิทธิภาพของการระเบิดดีขึ้นเต็มหน้าเหมือง และพื้นเหมืองหินมีการระเบิดได้เรียบตลอดคพื้น (even floor) แต่ถ้าหากมีรอยแตกรอยแยกตามพื้นหน้าเหมืองสูงก็ไม่จำเป็นต้องทำการเจาะต่ำกว่าระดับพื้น นั่นคือค่า K_T เท่ากับ 0 (ศูนย์)

ประโยชน์ของการเจาะต่ำกว่าระดับพื้น ก็เพื่อป้องกันการสูญเสียก๊าซของการระเบิด (ถ้ามีรอยแตกของชั้นหินที่บริเวณส่วนล่างสุด - toe) ถ้าหากหินในบริเวณนั้นแน่น ไม่มีรอยแตกรอยแยก ค่า K_T จะกำหนดไว้สูงที่ค่า 0.4 ถึง 0.45 แต่ก็จะไม่เกิน 0.5 ถ้าค่า K_T สูงกว่า 0.5 เป็นการสิ้นเปลืองในการเจาะหลุมระเบิดโดยเปล่าประโยชน์

e. การคำนวณค่าระยะสเดมมิง

ระยะของสเดมมิง หรือระยะคอลลาร์ เป็นส่วนที่ปิดอัดหลุมเจาะระเบิดด้วยชิ้นส่วนของดิน/หิน เพื่อช่วยให้หลุมเจาะอยู่ในสภาพปิดอัด (confined) และลดผลกระทบทางด้านเสียงดังของการระเบิด (air blast) ก๊าซของการจุดระเบิดเมื่อถูกปิดอัดดีก็จะมีพลังงานเหลือในการช่วยคั่นเวลาหินให้เคลื่อนที่

ค่า K_T ที่กำหนดค่อนข้างสูงที่ 0.7 ช่วยลดผลกระทบด้านเสียงดังจากการระเบิด และหินที่ปลิวกระเด็น และป้องกันการแตกเกินขีดจำกัดหรือโอเวอร์เบรก (overbreak)

ตารางที่ 2.3 ตัวอย่างของ Sheet-Drill Pattern ของการคำนวณต่าง ๆ

Quarry location _____ Date _____

D_e = _____ in; Cut _____; Desired rock progression _____

$B = K_B D_e / 12 =$ _____ ft for $K_B \approx 30$ (average)

$B = K_B D_e / 12 =$ _____ ft for $K_B \approx$ _____ (alternative)

For staggered pattern, simultaneous timing

$S = K_S B =$ _____ ft for $K_S \approx 2$ (average)

$S = K_S B =$ _____ ft for $K_S \approx 1.8$ (alternative)

For square pattern, sequence timing

$s = K_S b = K_S (1.4 B) =$ _____ ft for $K_S \approx 2$ (average)

$s = K_S b = K_S (1.4 B) =$ _____ ft for $K_S \approx 1.2$ (alternative)

$H = K_H B =$ _____ ft for $K_H \approx 2.6$ (average)

$H = K_H B =$ _____ ft for $K_H \approx$ _____ (alternative)

$H_{min} = K_H B =$ _____ ft for $K_H \approx 1.5$ (minimum)

$H_{min} = K_H B =$ _____ ft for $K_H \approx 4$ (maximum)

$J = K_J B =$ _____ ft for $K_J \approx 0.3$ (average)

$J = K_J B =$ _____ ft for $K_J \approx$ _____ (alternative)

$T = K_T B =$ _____ ft for $K_T \approx 0.3$ (average)

$T = K_T B =$ _____ ft for $K_T \approx$ _____ (alternative)

$L \approx H - J =$ _____ ft (average or alternative)

$L_{min} \approx H_{min} - J =$ _____ ft (minimum)

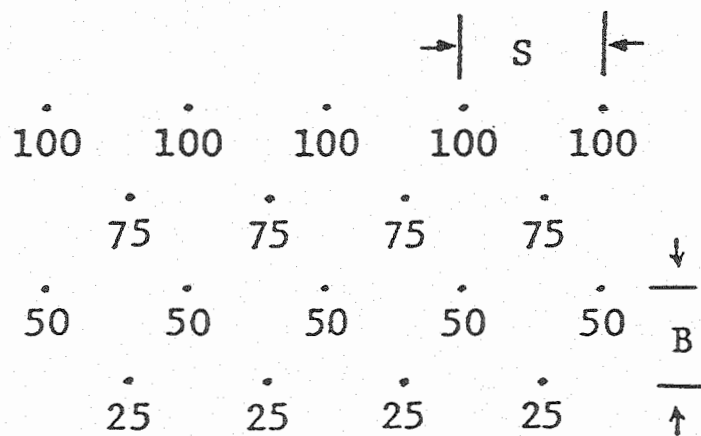
$L_{min} \approx H_{max} - J =$ _____ ft (maximum)

ตรงส่วนบริเวณของปากหลุมเจาะระเบิด ในมวลหินที่แข็งเนื้อแน่นมาก หากค่าของ K_T น้อยกว่า 1 (หนึ่ง) อาจมีผลทำให้ประสิทธิภาพการระเบิดต่ำก่อให้เกิดหลุมเครเตอร์ (cratering) หรือเกิดปรากฏการณ์แตกหักด้านหลังของหน้าระเบิด (back-break) กับเสียงระเบิดดังเกินควร

ตารางที่ 2.3 ได้คัดลอกมาจาก U.S. Bureau of Mines-Information Circular No. 8550 (Pugliese, 1972) หน้า 9 เป็นตัวอย่างแบบอย่างของการจัดบันทึกค่าเฉลี่ยของตัวแปรต่าง ๆ ของการเจาะหลุมระเบิดและรูปแบบเชิงเรขาคณิตของการระเบิดที่เกี่ยวข้อง ถ้าหากใช้ไดนาไมต์หลายแท่งแบบ multiple priming ก็อาจกำหนดให้ค่า K_H สูงกว่า 4 ได้

3. ตัวอย่างการออกแบบงานระเบิดหินด้วยวิธีของ Ash

เหมืองหินที่นำมาแสดงเป็นตัวอย่าง สำหรับการประยุกต์ใช้สมการเชิงประสพการณ์ของ Ash เป็นเหมืองหินปูนในรัฐโอไฮโอ กรณีนี้มีเจาะระเบิดเป็นหลุมแห้ง (dry hole) ใช้วัตถุระเบิดเป็น AN-FO ชนิดเม็ด ส่วนที่เป็นหลุมเปียกมีน้ำขัง (wet hole) ก็ใช้วัตถุระเบิดที่ทนทานน้ำประเภท straight gelatin รูปแบบเรขาคณิตของงานการระเบิดหินได้ระบุไว้ในตารางที่ 2.4 เมื่อมองภาพแบบผัง (plan view) ของการออกแบบหน้าระเบิด 4 แถว จะมีรูปแบบเรขาคณิตดังแสดงในรูปที่ 2.5 ข้างล่าง



รูปที่ 2.5 ผังภาพของการออกแบบการระเบิด ตัวเลขที่แสดงเป็นระยะเวลาของการถ่วงจังหวะ (ค่าเป็น 1/1000 วินาที) แนวเส้นหยัก คือ แนวของผิวหน้าอิสระ

ตารางที่ 2.4 รายละเอียดการออกแบบการระเบิดในเหมืองหินปูน
 ที่เปิดหน้าเหมืองแบบ Box Cut และต้องการให้มีการเคลื่อนที่ของหินแบบ expanding flat
 bottomed V (คู่มือ B รูปที่ 2.4)

รูปแบบเรขาคณิต	มิติและรูปแบบ	ค่าที่คำนวณได้จาก แบบแผนที่กำหนด	ค่าอัตราส่วน K ที่ใช้
เส้นผ่านศูนย์กลาง (นิ้ว)	3		
ค่า B, ฟุต	6	6	$K_B = 30$
ค่า $D_{e, นิ้ว}$	2; 3	2.5	
แบบแผน	สลัฟพื้นปลา	สลัฟพื้นปลา(ฝั่ง B)	
การถ่วงเวลา	ระเบิดพร้อมกัน	ระเบิดพร้อมกัน	
ค่า S, ฟุต	9	11-12	$K_S = 1.8 - 2$
ค่า H, ฟุต	23-25	9-16-24	$K_H = 1.5 - 2.6 - 4$
ค่า J, ฟุต	1	2	$K_J = 0.3$
ค่า T, ฟุต	5.5-7	4	$K_T = 0.7$
ค่า L, ฟุต	22-24	7-14-22	

2.3.2 วิธีการของ Konya

Konya (1995) ได้เสนอแนะในตำรา Blast Design ซึ่งจำแนกออกเป็นการออกแบบเชิงเรขาคณิตทั่วไป และสำหรับการออกแบบเฉพาะของหน้าเหมืองหิน

1. การออกแบบเชิงเรขาคณิตทั่วไปตามวิธีของ Konya

การออกแบบการระเบิดแนวทางแรก เป็นลักษณะรูปแบบเชิงเรขาคณิต ของระยะเบอร์เคน ระยะสแตมมิง และระยะอื่น ๆ ที่เกี่ยวข้อง หน่วยทั้งหมดในหัวข้อนี้เป็นหน่วยระบบเมตริก

a. ระยะของ Burden

เมื่อมีการตัดสินใจครั้งแรกในการดำเนินการเจาะระเบิด สิ่งแรกที่ต้องเลือกคือ ระยะเบอร์เคน (B) มีสูตรเชิงประสบการณ์ที่จะคำนวณหาระยะเบอร์เคน คือ

$$B = 0.012 \frac{[2SG_o + 1.5] D_o}{SG_r} \quad (2.9)$$

ค่าของ B และ D_o มีหน่วยเป็นเมตร และมิลลิเมตร ตามลำดับ ส่วนค่าของความถ่วงจำเพาะของวัตถุระเบิด (SG_o) และความถ่วงจำเพาะของหิน (SG_r) มีหน่วยเป็น กรัม/ลบ.ซม.

ปกติวัตถุระเบิดที่ใช้มักเป็น AN-FO ที่จัดว่ามีค่าพลังงานการปลดปล่อย ที่ระดับ 100 แต่ถ้าหากใช้วัตถุระเบิดอื่นก็อาจหาค่าพลังงานเปรียบเทียบได้

$$B = 8 \times 10^{-3} D_o \frac{[S_{r_v}]^{1/3}}{SG_r} \quad (2.10)$$

ค่าของ S_{r_v} เป็นค่าพลังงานเปรียบเทียบของปริมาตร (relative volume strength) ตัวอย่าง AN-FO (gravity loaded) = 100, AN-FO (pressure loaded) = 109, gelatine dynamite = 195 เป็นต้น

b. ระยะสแตมมิง

ค่าความสัมพันธ์ระหว่างระยะที่ปิดอัดด้วยวัสดุบดแตกแหลกเจาะ (I) กับระยะห่างระหว่างแถวของหลุมเจาะระเบิด (B) คือ

$$T = 0.7 \times B \quad (2.11)$$

ในกรณีที่มีโอกาสจะเลือกวัสดุที่มากับคอกปากหลุมเจาะระเบิดได้ Konya เสนอว่าขนาดของอนุภาคที่เหมาะสมที่สุด (optimum size) ได้แก่

$$X_{op} = \frac{DH}{20} \quad (2.12)$$

หน่วยของเส้นผ่านศูนย์กลางหลุมเจาะ, DH และขนาดของอนุภาคที่เหมาะสมที่สุด, X_{op} มีค่าเป็นมิลลิเมตร

c. ระยะซับริลลิง

ค่าความสัมพันธ์ระหว่างระยะที่เจาะลึกต่ำกว่าพื้นเหมือง (J) กับระยะห่างระหว่างแถวของหลุมเจาะ (B) คือ

$$J = 0.3 \times B \quad (2.13)$$

d. ระยะความสูงหน้าเหมืองต่ำสุด

ค่าความสูงหน้าเหมืองต่ำสุด (minimum bench height, L_m) สามารถหาจากสูตรเชิงประสพการณ์เมื่อเทียบกับ D_e

$$L_m = 60 \times D_e / 1000 \quad (2.14)$$

หน่วยของความสูงหน้าเหมืองต่ำสุดเป็นเมตร ส่วนหน่วยของเส้นผ่านศูนย์กลางวัตถุระเบิดเป็นมิลลิเมตร

e. ระยะห่างของจังหวะถ่วงเวลา

การหาระยะเวลาที่เหมาะสมในการจุดระเบิด จะช่วยให้ประสิทธิภาพของการแตกหักดี และมีผลกระทบต่อสิ่งแวดล้อมด้านการสั่นสะเทือนของพื้นผิวดิน หินที่ปลิวกระเด็น และเสียงดังจากการระเบิด ลดน้อยลงกว่าการระเบิดพร้อมกันทีเดียว

สูตรเชิงประสพการณ์ที่นำมาใช้มี 2 แบบ คือ

แบบแรก จังหวะถ่วงระหว่างหลุมเจาะต่อหลุมเจาะ

$$t_h = T_H \times S \quad (2.15)$$

โดยที่

t_h = เวลาถ่วงจังหวะระหว่างหลุมเจาะต่อหลุมเจาะ (hole-to-hole delay) มีหน่วยเป็น เศษหนึ่งส่วนพันวินาที (milliseconds, ms)

T_H = ค่าคงที่การถ่วงจังหวะ (delay constant) ระหว่างหลุมเจาะต่อหลุมเจาะ ซึ่งมีค่าตั้งแต่ 3.5–6.5 ms/m (ดูรายละเอียดในตารางที่ 6.5)

S = ค่าระยะห่างระหว่างหลุมเจาะ มีหน่วยเป็นเมตร (m)

แบบสอง จังหวะถ่วงระหว่างแถวต่อแถว

$$t_r = T_R \times B \quad (2.16)$$

โดยที่

t_r = เวลาจังหวะถ่วงระหว่างแถว หน่วยเป็น เศษหนึ่งส่วนพันวินาที (ms)

T_R = ค่าคงที่การถ่วงจังหวะระหว่างแถวของหลุมเจาะ ซึ่งมีค่าตั้งแต่ 6.5–16.5 ms/m (ดูในตารางที่ 6.6)

B = ระยะห่างระหว่างแถว หน่วยเป็นเมตร (m)

ตารางที่ 2.5 ระยะเวลากล่วงจังหวะระหว่างหลุมเจาะระเบิดที่เสนอแนะสำหรับการระเบิดแบบขั้นบันได

ชนิดของหิน	ค่าคงที่ T_H (ms/m)
หินทราย หินมาร์ล ถ่านหิน	6.5
หินปูน หินโดโลไมต์ หินดินดานแข็ง	5.5
หินปูนแข็งซิลิกา หินแปรหลายชนิด (หินควอร์ตไซต์ หินอ่อน)	4.5
หินอัคนีหลายชนิด (หินแกรนิต หินบะซอลต์ หินแกบโบร)	
หินอัคนีแข็งเนื้อแน่น (หินไดอะเบส หินพอไฟร์)	3.5
หินแปรเนื้อแน่น (หินเม็ดหยาบไนส์ หินไมกาชีสต์)	

ตารางที่ 2.6 ระยะเวลาว่างจังหวะระหว่างแถวของหลุมเจาะระเบิด
ที่เสนอแนะสำหรับการระเบิดแบบจั่นันได

ค่าคงที่ T_R (ms/m)	ผลของการจตุระเบิดเมื่ออยู่ในช่วงระยะว่างจังหวะ
6.5	ระเบิดรุนแรง มีเสียงดังเกินขีดจำกัดมาตรฐาน หินแตกร้าวด้านหลังการระเบิด
8.0	มีกองวัสดุสูงมากมาทับถมใกล้กับหน้าเหมือง เสียงดังปานกลาง หินแตกร้าวด้านหลังการระเบิดปานกลาง
11.5	มีกองวัสดุปานกลาง ค่าความดังและการแตกร้าวด้านหลังปานกลาง
16.5	กองวัสดุเกิดหลายกองกระจัดกระจาย แต่มีการแตกร้าวด้านหลังการระเบิดต่ำ

2. ตัวอย่างการออกแบบงานระเบิดหินทั่วไปด้วยวิธีของ Konya

สมมุติว่ามีการระเบิดคัตไหล่ทาง กำหนดให้ความสูงของตระพัก (bench) สูงสุดเท่ากับ 6 เมตร เนื่องจากต้องการให้เกิดการแตกหักที่ดีในระดับ "good" ถ้าหากบริษัทนี้มีเครื่องมือเจาะหลุมเจาะอยู่ 2 ขนาด คือ เครื่องเจาะ track drills ที่เจาะได้เส้นผ่านศูนย์กลางหลุมเจาะ 127 มม. และเครื่องเจาะ down-the-hole hammer ที่เจาะได้เส้นผ่านศูนย์กลางหลุมเจาะ 200 มม. วิศวกรควรจะเลือกใช้เครื่องเจาะแบบไหน? กำหนดให้ตัวตุระเบิดมีค่าความถ่วงจำเพาะ 0.8 และความหนาแน่นของหินเท่ากับ 2.6 กรัม/ลบ.ซม.

ผลเฉลย

ก่อนทำการวางแผนงานระเบิด วิศวกรก็ควรคำนึงถึงผลกระทบต่อสิ่งแวดล้อมด้วย Konya (1995) ได้เสนอแนะว่า ค่าอัตราส่วนของ ความสูงหน้าเหมืองต่อระยะเบอร์ดอน (L/B) ซึ่งเรียกอีกชื่อหนึ่งว่าอัตราส่วนความแข็งตึงหรือสตีฟเนส (stiffness ratio) มีผลโดยตรงต่อการแตกหักของหินและผลกระทบต่อสิ่งแวดล้อมอื่น (ดูตารางที่ 2.7)

เมื่อต้องการให้การแตกหักอยู่ในระดับดี (good) และควบคุมผลกระทบอื่นให้อยู่ในเกณฑ์ที่ยอมรับได้ {อยู่ในระดับดี [good] ด้วย} ก็ให้เลือกอัตราส่วนของ $L/B = 3$ ดังนั้น $B = L/3 = 6/3 = 2$ เมตร

หาค่าเส้นผ่านศูนย์กลางของวัตถุระเบิดจากสมการที่ 2.9

$$B = 0.012 \left[\frac{2SG_c}{SG_r} + 1.5 \right] D_c$$

SG_r

คำนวณค่าออกมาเพื่อหาค่าของ D_c จะได้เท่ากับ 79 มิลลิเมตร

คำตอบที่ได้แสดงให้เห็นว่า ขนาดเส้นผ่านศูนย์กลางหลุมเจาะระเบิดควรใกล้เคียงกับค่านี้ ถ้าหากแตกต่างกันมากเกินไปก็มีโอกาสในเชิงความเป็นไปได้ (probability) ที่จะทำให้เกิดหินแตกหักก่อนใหญ่เกินขนาด ผลกระทบต่อสิ่งแวดล้อมเมื่อใช้วัตถุระเบิดก็จะก่อความเสียหายได้สูง วิศวกรจึงควรตัดสินใจเลือกเครื่องเจาะแบบ track drills

ตารางที่ 2.7 อัตราส่วนของสตีฟฟ์เนส (L/B) ที่มีต่อการแตกหักของหิน และผลกระทบต่อสิ่งแวดล้อม

อัตราส่วน L/B	1	2	3	4
การแตกหักของหิน	เลว	ปานกลาง	ดี	ดีมาก
Fragmentation	Poor	Fair	Good	Excellent
เสียงดังจากการระเบิด	รุนแรง	ปานกลาง	ดี	ดีมาก
Air blast	Severe	Fair	Good	Excellent
หินปลิวกระเด็นจากการระเบิด	รุนแรง	ปานกลาง	ดี	ดีมาก
Fly rock	Severe	Fair	Good	Excellent
การสั่นสะเทือนพื้นผิวดิน	รุนแรง	ปานกลาง	ดี	ดีมาก
Ground Vibration	Severe	Fair	Good	Excellent

3. สูตรเชิงประสภการณ์ของการออกแบบเฉพาะหน้าเหมืองหินโดยวิธีของ Konya
การจะให้งานการระเบิดมีประสิทธิภาพดี จะต้องนำรูปแบบเชิงเรขาคณิตของเหมือง
แบบขั้นบันได มาวิเคราะห์ในภาพรวมทั้งหมด

ระยะห่างระหว่างหลุมเจาะในแถวเดียวกัน (spacing) เป็นองค์ประกอบหนึ่ง ซึ่ง
พึ่งพิง (dependent) กับตัวแปรที่สำคัญ 2 ตัวแปร คือ เวลาของการจุดระเบิด
(initiation timing) ระหว่างหลุมเจาะข้างเคียง และอัตราส่วนสคิฟฟ์เนส (L/B)
สิ่งที่จะสังเกตได้ชัดเจนนี้อาค่า S ใกล้เคียงเกินไปจะมีแนวแตกหักของหินสูงมาก แต่ถ้
ค่า S ห่างเกินไปจะมีแนวแตกหักของหินขรุขระ

ในการกำหนดค่า ระยะห่างระหว่างหลุมเจาะที่เหมาะสมที่สุด (optimum
spacing) แบ่งวิธีการคำนวณออกเป็น 2 แบบ ขึ้นอยู่กับวิธีการจุดระเบิด

แบบแรก การจุดระเบิดพร้อมกันทีเดียว

ถ้าหากเป็นการจุดระเบิดทันทีทันใด (instantaneous initiation) สำหรับ
เหมืองหินที่มีความสูงของตระพักไม่มาก (low bench) หรือมีค่าเฉลี่ยต่ำกว่า 10 เมตร
ให้ใช้สูตรเชิงประสภการณ์

$$S = \frac{L + 2B}{3} \quad (2.17)$$

แต่ถ้านำเหมืองมีความสูงมากกว่า 10 เมตร จัดเป็นประเภท high bench ต้อง
กำหนดให้

$$S = 2B \quad (2.18)$$

แบบที่สอง การจุดระเบิดโดยใช้จังหวะถ่วงเวลา

ในกรณีของเหมืองเป็นประเภท low bench ค่าอัตราส่วนของ L/B อยู่ระหว่างค่า
1-4 และมีการใช้แก๊บไฟฟ้าจังหวะถ่วงระหว่างหลุม จะใช้สูตรเชิงประสภการณ์ใหม่ ดังนี้

$$S = \frac{L + 7B}{8} \quad (2.19)$$

แต่หน้าเหมืองเป็นประเภท high bench ค่าอัตราส่วนของ L/B มากกว่า 4 และ
หลุมเจาะระหว่างแถวมีการใช้แก๊บไฟฟ้าจังหวะถ่วง กำหนดให้

$$S = 1.4B \quad (2.20)$$

4. ตัวอย่างการออกแบบเฉพาะหน้าเหมืองโดยวิธีของ Konya

กำหนดให้ทำการเจาะหลุมระเบิด ขนาดเส้นผ่านศูนย์กลางหลุมเจาะ 100 มม. และทำการไหลควัดระเบิด AN-FO ด้วยวิธี bulk loaded ถ้าหากทำการวางแบบหลุมเจาะเป็นแบบสี่เหลี่ยมจัตุรัสขนาด 2.5 x 2.5 เมตร

a. ถ้าหากหน้าเหมืองมีความสูง 3.5 เมตร และแต่ละหลุมเจาะจุดระเบิดด้วยแท่งจิงหวะถ่วง จงคำนวณค่า S

b. ถ้าหากหน้าเหมืองมีความสูง 10 เมตร และใช้จุดระเบิดด้วยแท่งจิงหวะถ่วง จงคำนวณค่า S

ผลเฉลย

ในข้อ a. ทำการตรวจประเภทของตะพัก (bench) จะได้ $L/B = 3.5/2.5 = 1.4$ แสดงว่าเป็น low bench ดังนั้นใช้สมการที่ 2.19 ในการคำนวณค่าของ S จะได้ ค่า $S = 2.63$ เมตร .

ดังนั้นค่าที่วางแผนจะเจาะครั้งแรกคือ 2.5 เมตร ซึ่งมีความคลาดเคลื่อนต่ำกว่า 15% จึงเป็นค่าที่ยอมรับได้

ในข้อ b. ทำการตรวจประเภทของตะพัก จะได้ $L/B = 10/2.5 = 4$ แสดงว่าเป็น high bench ดังนั้นใช้สมการที่ 6.20 ในการคำนวณค่าของ S จะได้ ค่าของ $S = 3.5$ เมตร

ดังนั้นค่าที่วางแผนสำหรับการเจาะครั้งแรกคือ 2.5 เมตร ซึ่งมีความคลาดเคลื่อนเกิน 15% ต้องเปลี่ยนค่า S ใหม่ให้อยู่ในพิสัย (range) นั่นคือ ประมาณ 3 เมตร (พิสัยอยู่ระหว่าง 2.98-4.03 เมตร)

2.3.3 วิธีการของ IMM

Hoek and Bray (1981) ได้เสนอแนะวิธีการที่ทาง Institution of Mining and Metallurgy (IMM), London ใช้ในการระเบิดหินโดยเน้นในเรื่องผลกระทบและความเสียหายจากการระเบิด แนวทางที่ IMM เสนอคือ การควบคุมรูปแบบของการระเบิด และการหาปริมาณวัตถุระเบิดที่เหมาะสม

1. การควบคุมรูปแบบของการระเบิด

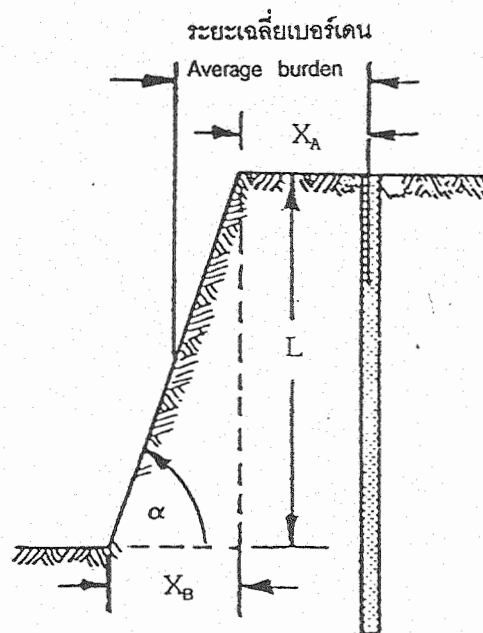
รูปแบบเชิงเรขาคณิตของหน้าเหมืองแบบขั้นบันได ตลอดจนการประยุกต์ใช้แท่งถ่วงเวลา เป็นสิ่งที่สามารถทำการวางแผนล่วงหน้าก่อนทำการพัฒนาหน้าเหมืองได้

a. อัตราส่วนของ สเปซซิง/เบอร์เคน

แบบอย่างหรือแพตเทิร์นของการออกแบบหน้าเหมืองเปิดโดยใช้วัตถุระเบิด ตามปกติจะเป็นแบบสี่เหลี่ยมจัตุรัส หรือแบบสลับฟันปลา อัตราส่วนของ S/B ที่นิยม จะมีค่า $S/B = 1:1$ จนถึงค่า $S/B = 2:1$ ถ้าหากมวลหินที่จะทำการระเบิดมีความหนาแน่นสูง ก็เลือกใช้ค่าของ S/B ค่า ผลเสียของการใช้ S/B ค่า ก็คือ ก่อให้เกิดรอยแตกแนวรัศมี (radial cracks) ขยายตัวไปยังหน้าอิสระได้ง่าย มีเสียงดังจากการระเบิดมาก และโอกาสที่หินปลิวมีสูง นักวิจัยชาวสวีเดน (Kihlstrom, 1973) ได้ลองทำการระเบิดแบบพัฒนาจริงเต็มหน้าเหมือง (full scale test) ในหินแกรนิตและหินปูน พบว่า ถ้าหากขยายระยะสเปซซิงของแบบอย่างสลับฟันปลาขึ้นกว่าปกติ จนได้ค่าของ S/B ไม่ต่ำกว่า 4 ประสิทธิภาพการระเบิดดีขึ้น ค่าใช้จ่ายโดยรวมทั้งหมด (total cost) ลดลงกว่าการใช้ S/B น้อยกว่า 4 แต่การแตกหักของหินอาจจะไม่ดีเท่าที่ควรได้

b. ระยะเฉลี่ยที่เหมาะสมของเบอร์เคนแถวแรก

การเริ่มต้นระยะเฉลี่ยของเบอร์เคนแถวแรก ควรจะต้องแปรผันไปตามรูปหน้าคัดของเหมืองเปิด มุมของความลาดเอียง (slope angle) และความสูงของค้ำพัก (ดูรูปที่ 2.6)



รูปที่ 2.6 ระยะเฉลี่ยที่เหมาะสมของเบอร์เคนแถวแรกสำหรับเหมืองหินชั้นบนไค

$$B_m = X_a + 1/2 (X_b) = X_a + 1/2 \cdot L \cdot \cot \alpha \quad (2.21)$$

- โดย B_m = ระยะเฉลี่ยของเบอร์เคนแถวแรก
 X_a = ระยะทางในแนวราบจุดยอดความลาดเอียง (crest of slope) จนถึงจุดศูนย์กลางหลุมเจาะ
 X_b = ระยะทางในแนวราบจากจุดล่างสุดของความลาดเอียง (toe of slope) จนถึงแนวการฉาย (projection) ของจุดยอดความลาดเอียง
 α = มุมเทของความลาดเอียง
 L = ความสูงในแนวตั้งของกระพัก (bench)

c. มุมลาดเอียงของหลุมเจาะ

จากผลงานวิจัยหลายแห่งมีผลสรุปว่า การเจาะระเบิดแบบรูเอียง จะมีช่วยลดผลกระทบทางด้าน การแตกหักหลังแนวระเบิด (back break) หินจะมีการแตกหักดีขึ้น การเคลื่อนย้ายมวลหินภายหลังการระเบิดทำได้ง่ายขึ้น มุมเอียงจากแนวตั้งที่เหมาะสมควรอยู่ระหว่าง 10-30 องศา

d. ระยะความลึกของซับริลลิง

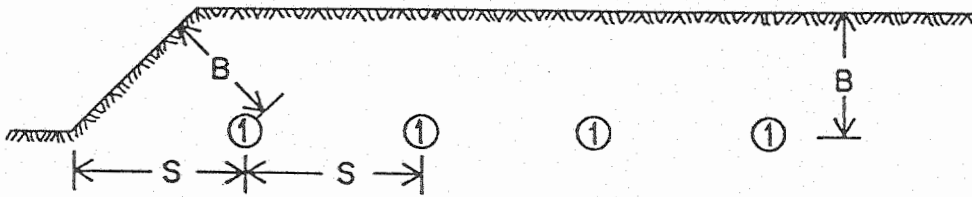
ความลึกของระยะซับริลลิงโดยทั่วไป กำหนดให้มีค่าประมาณ $0.2 B - 0.3 B$ ทั้งนี้เพื่อให้เกิดแนวแตกได้พื้นเป็นมุมแตกกับแนวราบประมาณ 15-25 องศา ทำให้รถขุดรถดักทำงานได้สะดวกในการขนย้ายหิน

e. ระยะสเคมมิง

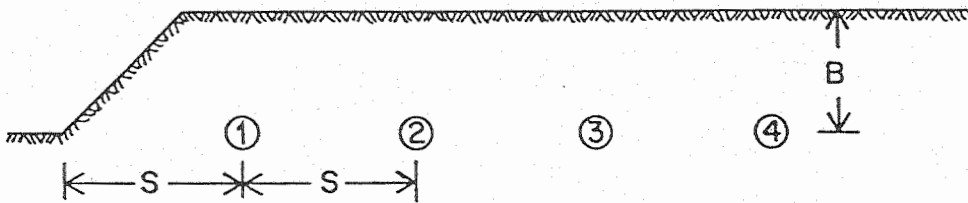
วิธีลดผลกระทบของหินเปลือยที่ดีวิธีหนึ่งคือ การทำการปิดอัดวัสดุหน้าปากหลุมให้แน่น (เคยมีผู้เสนอทำ shotcrete) และทำให้มีระยะความยาวของสเคมมิงเพียงพอ กำหนดให้ไม่น้อยกว่า $2/3 B$ ระยะที่เหมาะสมควรเป็น $0.7 B - 1.4 B$

f. แก๊สไฟฟ้าจั้งหวะถ่วงและระยะถ่วงจั้งหวะ

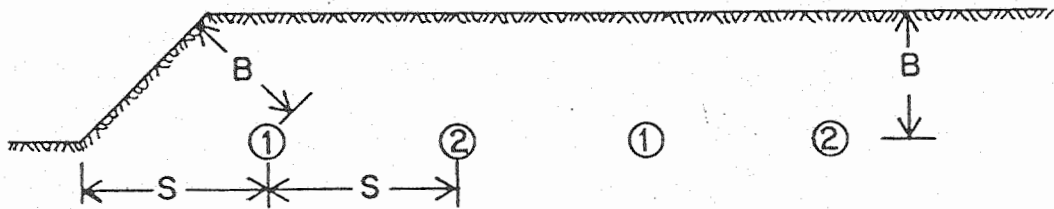
ผลของการกระทำการระเบิดมวลหินหน้าเหมือง และทำให้มีการจั้งหวะระเบิดชุดหนึ่งพร้อมกันทีเดียว ก่อให้เกิดความเร่งสูงในมวลหิน อันที่นี้มีผลต่อการไถลเลื่อน (sliding) ของหน้าเหมืองได้ แนวทางปฏิบัติที่ดี ก็คือ ควรใช้แก๊สไฟฟ้าจั้งหวะถ่วงช่วย



a. การจุดระเบิดพร้อมกันทีเดียว (Simultaneous firing)



b. การจุดระเบิดต่อเนื่องแต่เว้นระยะ (Progressive firing)



c. การจุดระเบิดต่อเนื่องแต่สลับเวลาในแถว (Alternate firing)

รูปที่ 2.7 ตัวอย่างของการใช้แก๊บไฟฟ้าจังหวะถ่วง ที่มีการออกแบบการจุดระเบิด (firing) ตามสภาวะของงานระเบิดหินหน้าเหมืองเปิด ทุกกรณีกำหนดให้ $S = 1.4 B$

ในการระเบิด กำหนดให้ระยะห่างของเวลาการระเบิดระหว่างแถวที่ถัดไป ควรมีช่วงเวลากว้างจังหวะ (delay interval) ประมาณ 3-6 เศษหนึ่งส่วนพันวินาทีต่อเมตร ในการระเบิดครั้งหนึ่ง ก็ไม่ควรมีแถวของเบอร์เคนเกิน 4 แถว เพื่อลดผลกระทบเรื่องการสั่นสะเทือนและการยกตัวของมวลสาร

สูตรเชิงประสพการณ์ที่ควรใช้ เมื่อให้ระยะห่างของเบอร์เคน เท่ากับ 8 เมตร ควรกำหนดให้ใช้แถวกว้างจังหวะ ไฟฟ้า ดังนี้

- แถวแรก - จุกระเบิดทันที (instantaneous)
- แถวสอง - แถวกว้างเวลา 35 เศษหนึ่งส่วนพันวินาที
- แถวสาม - แถวกว้างเวลา 75 เศษหนึ่งส่วนพันวินาที
- แถวสี่ - แถวกว้างเวลา 105 เศษหนึ่งส่วนพันวินาที

ตัวอย่างของการออกแบบใช้เบอร์กันไฟฟ้ากว้างจังหวะ สำหรับหน้างานระเบิดที่มีสถานะในการขุดเจาะแตกต่างกันได้แสดงไว้ในรูปที่ 2.7

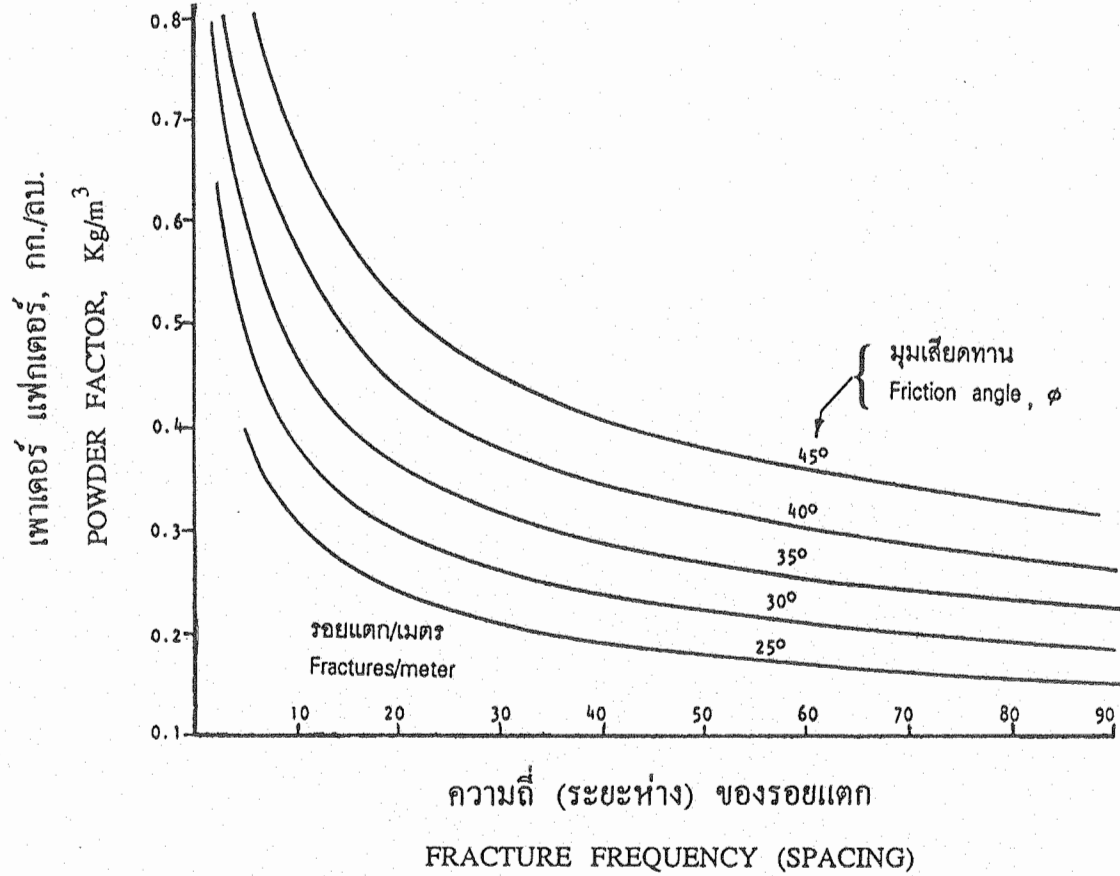
2. ปริมาณวัตถุระเบิดที่เหมาะสม

ชนิดและคุณสมบัติประกอบกับข้อจำกัดในการใช้วัตถุระเบิด เป็นสิ่งจำเป็นเบื้องต้นที่ผู้นำวัตถุระเบิดต้องศึกษาอย่างละเอียดก่อนนำไปใช้ การคำนวณน้ำหนักวัตถุระเบิดและปริมาณของหิน จะช่วยให้การระเบิดมีประสิทธิภาพสูงและประหยัดค่าใช้จ่าย

a. การเลือกสัดส่วนของเพาเตอร์แฟกเตอร์

วิธีการโดยตรงในการหาค่าอัตราส่วนของ powder factor (มีอีกชื่อเรียก specific charge) ก็คือ การทำการระเบิดเพื่อผลิตหินจริง สำหรับหินและโครงสร้างแต่ละชนิดในบริเวณที่จะทำการระเบิด อย่างไรก็ตามมีผู้เสนอแนะแนวทางที่ควรนำค่าคุณสมบัติของมวลหินมาใช้ในการคำนวณน้ำหนักวัตถุระเบิด (ค่าเพาเตอร์แฟกเตอร์)

รูปที่ 2.8 ได้คัดลอกจาก Hoek and Bray (1981) หน้า 284 ที่มีการทดลองนำคุณสมบัติความไม่ต่อเนื่องของมวลหิน ณ จุดหน้าเหมืองหินที่ทำการระเบิด มาใช้ประกอบในการคำนวณหาค่าปริมาณของวัตถุระเบิด ผู้ที่ริเริ่มคือ Ashby ทำงานเป็นวิศวกรของเหมืองทองแดงบริษัท Bougainville Copper จำกัด ในประเทศ Papua New Guinea โดยได้ทดลองนำค่ามุมเสียดทานประสิทธิผล (effective friction angle) และระยะห่าง (ความถี่) รอยแตกแยกในหิน (fracture spacing or frequency) มาใช้ในการคำนวณ ซึ่งค่าคุณสมบัติเหล่านี้สามารถหาได้จากการตรวจวัดมวลหินที่จะทำการระเบิดในภาคสนาม ประกอบกับได้จากผลการทดสอบหินในห้องปฏิบัติการ



รูปที่ 2.8 ความสัมพันธ์ระหว่างค่าปริมาณวัตถุระเบิดที่ใช้กับคุณสมบัติของหินที่อยู่กับที่ (in situ rock mass) กราฟความสัมพันธ์นี้หาจากสมการที่ 2.22

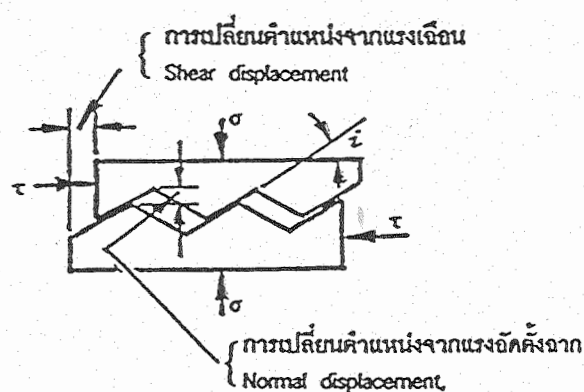
สูตรเชิงประสพการณ์ สำหรับการหาค่าเพาเคอร์แฟกเตอร์ของวัสดุระเบิด ที่เป็น AN-FO ดังนี้

$$[\text{เพาเคอร์แฟกเตอร์, } q]_{\text{AN-FO}} = \frac{1.4 \tan (\phi + i)}{(\text{fractures/meter})^{1/3}} \quad (2.22)$$

ค่าเพาเคอร์แฟกเตอร์ (q) ที่ทำได้มีหน่วยเป็น กก./ลบ.ม. (kg/m^3) ค่า ϕ เป็นค่ามุมเสียดทานภายใน (angle of internal friction) ค่า i เป็นค่าของมุมของความขรุขระ (roughness angle) ที่เป็นความขรุขระบนพื้นผิวของรอยแตก รอยแยกในหิน (joint roughness) ที่อยู่ในแนวทิศทางของระนาบเฉือน (shear plane) ผลรวมของ ค่าความเสียดทาน กับ ค่าความขรุขระ ได้แก่ ($\phi + i$) ซึ่งเป็นค่าของมุมเสียดทานประสิทธิผล (effective friction angle) ตามทฤษฎีการแตกหักของหินที่เสนอโดย Mohr-Coulomb

ค่าสัมประสิทธิ์ของผิวขรุขระของรอยแตก (joint roughness) ถูกนำเสนอโดย Barton (1973) ซึ่งมักจะกำหนดให้มีค่า Joint Roughness Coefficient, JRC มี 3 ค่าคือ 5, 10, 20 ตามลำดับ ค่าตัวเลขค่าแสดงถึงผิวขรุขระน้อย ตัวเลขมากแสดงถึงผิวขรุขระมาก

ค่าของมุมผิวขรุขระ (roughness angle) สามารถวัดได้โดยตรงตามรูปที่แสดงในรูปที่ 2.9 ข้างล่าง (มุม i ในรูป)



ค่ามุมเอียงของพื้นผิวที่ขรุขระ ค่า i ในรูปนี้
คือ มุมผิวขรุขระ (roughness angle)

รูปที่ 2.9 การหาค่ามุมของผิวขรุขระของระนาบรอยแตกในหิน

b. น้ำหนักวัตถุระเบิดและปริมาตรหิน

สูตรเชิงประสพการณ์ในการหาความสัมพันธ์ ระหว่างน้ำหนักวัตถุระเบิดที่เหมาะสมที่สุด (optimum charge) กับปริมาตรของหินที่แตกหัก ได้แก่

$$\text{Optimum charge} = \text{powder factor} \times \text{burden volume} \quad (2.23)$$

กำหนดให้

$$\text{Burden volume} = \text{burden} \times \text{spacing} \times \text{bench height} \quad (2.24)$$

ในเหมืองหินทั่วไป ความสูงของหน้าเหมืองถูกกำหนดจากขนาดมิติของเครื่องจักรกลที่ใช้ในการขุดและขนย้ายหิน ทำนองเดียวกัน ขนาดของเส้นผ่านศูนย์กลางของหลุมเจาะระเบิดถูกกำหนดโดยเครื่องเจาะที่มีอยู่ในเหมือง ส่วนของประกอบที่เหลือของแบบอย่างหรือแพตเทิร์นการระเบิด เช่น ระยะซับคริลลิ่ง กับ ระยะสแตมมิง ก็ถูกกำหนดโดยค่าการแตกหักของหิน (fragmentation value) ที่ต้องการ ดังนั้นจึงต้องกำหนดค่าขึ้นมาใหม่ เรียกว่า ค่าปริมาตรหลุมเจาะระเบิด (blasthole volume) ซึ่งเป็นค่าปริมาตรของหินขนาดของหลุมเจาะระเบิด (DH) ที่มีเส้นผ่านศูนย์กลางที่กำหนด

$$\text{Blasthole volume} = 1/4 \pi (DH)^2 \times [\text{bench height} + \text{subdrilling} - \text{stemming}] \quad (2.25)$$

ถ้าหากคำนวณค่าปริมาตรของหลุมเจาะระเบิด (blasthole volume) ได้ไม่สอดคล้องกับค่าน้ำหนักวัตถุระเบิด ก็ทำการดัดแปลงค่าระยะเบอร์เดนกับระยะสเปซซิงในสมการ (2.24) ใหม่

c. ตัวอย่างการคำนวณหาค่าน้ำหนักวัตถุระเบิด

ตัวอย่างที่ 1

สมมติให้มีระยะเบอร์เดน เท่ากับ 9 เมตร ระยะสเปซซิง เท่ากับ 10 เมตร และความสูงหน้าเหมืองเท่ากับ 12 เมตร กำหนดให้ค่าเพาเคอร์แพกเคอร์ เท่ากับ 0.4 กก./ลบ.ม. จงหาค่าน้ำหนักวัตถุระเบิดที่เหมาะสมที่สุด

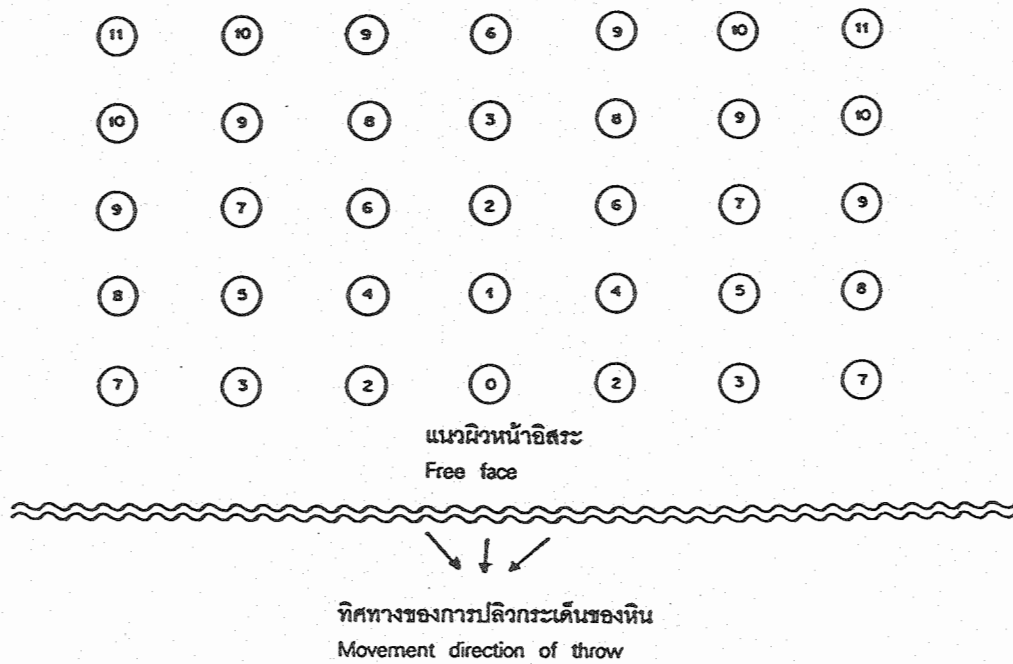
ผลเฉลย

ค่าของปริมาตรของเบอร์เดน (burden volume) หาจากสมการที่ (2.24) จะมีค่าเท่ากับ 1,080 ลบ.ม.

ดังนั้นจะหาค่าน้ำหนักของวัตถุระเบิดที่เหมาะสมที่สุด (optimum charge) เท่ากับ
 $1,080 \times 0.4 = 432$ กก.

ตัวอย่างที่ 2

เหมืองหินแห่งหนึ่งมีลักษณะการเจาะหลุมระเบิดในแนวคิ่ง จำนวนรวมทั้งหมด 35 หลุม และวางแท่งไฟฟ้าถ่วงจันทะไว้ทั้งหมด 11 เบอร์ ดังแสดงในรูปที่ 2.10



รูปที่ 2.10 แบบอย่างการเจาะของหน้าเหมืองหินแกรนิต ที่มีแบบแผนการวางแท่งไฟฟ้าจันทะถ่วงแบบตัววี (V type)

สมมุติว่าหน้าเหมืองหินแกรนิตแห่งนี้มีความสูง 30 ฟุต ระยะเบอร์เดนเท่ากับ 10.5 ฟุต กับระยะสเปซซิงเท่ากับ 15 ฟุต กำหนดให้ ค่าความหนาแน่นในการโหลด วัตถุระเบิดในหลุมเจาะ (loading density) ของ AN-FO = 7 ปอนด์/ฟุต เหมืองนี้ ใช้โคเนาไมด์เป็นแบบ semigelatin จงคำนวณหาค่าน้ำหนักวัตถุระเบิดที่สูงสุดต่อ จังหวะถ่วง (maximum charge per delay) และค่าเพาเตอร์แฟกเตอร์

ผลเฉลย

โจทย์ไม่ได้กำหนด ค่าระยะของสเต็มมิง และระยะซบดริลลิ่งให้ จึงต้องคำนวณ ค่าที่ไม่ทราบทั้ง 2 ค่า

$$\begin{aligned} \text{กำหนดให้ค่า stemming} &= 0.7 B \\ &= 0.7 (10.5) = 7.4 \text{ ฟุต} \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \text{กำหนดให้ค่า subdrilling} &= 0.4 B \text{ สำหรับหินแกรนิต (กรณีของหินแข็ง} \\ &\text{และค่ากำลังวัสดุสูง)} \\ &= 0.4 (10.5) = 4.2 \text{ ฟุต} \end{aligned}$$

ต่อมาคำนวณค่าที่จะต้องเจาะทั้งหมด (total drilling)

- หาจำนวนความลึกของหลุมเจาะระเบิด
 - = ความสูงหน้าเหมือง + ระยะ subdrilling
 - = 30 + 4.5 = 34.5 ฟุต
- หา total drilling
 - = 35 x 34.5 = 120 B ฟุต
- หาค่าของปริมาตรหินทั้งหมด (จากการเจาะระเบิด)
 - = 6S x 5B x ความลึกของหลุมเจาะ
 - = 90 x 52.5 x 34.5
 - = 163,013 ลบ.ฟุต
 - = 6,038 ลบ.หลา
- หาความยาวของระยะที่ต้องโหลดวัตถุระเบิดลงในหลุม
 - = ความลึกของหลุมเจาะ - ระยะ stemming
 - = 34.5 - 7.4 = 27.1 ฟุต ของวัตถุระเบิด/หลุม

- หาค่าน้ำหนักวัตถุระเบิด/หลุมเจาะ
 $= 27.1 \text{ ฟุต} \times \text{loading density}$
 $= 27.1 \times 7 = 189.7 \text{ ปอนด์/หลุมเจาะ}$

-ระหว่างการไหลวัตถุระเบิดที่ใช้โคનાไมด์เป็นแบบ semigelatin 1 แท่ง ซึ่งหนักประมาณ 16 ปอนด์ และแท่งโคนาไมด์ 1 cartridge มีความยาว 16 นิ้ว

น้ำหนักของ AN-FO/หลุมเจาะ จะลดลงไป

$$= 189.7 - (16/12) \times 7 = 180.4 \text{ ประมาณ } 180 \text{ ปอนด์}$$

- หาค่าน้ำหนักวัตถุระเบิด/หลุมเจาะใหม่จะได้
 $= 180 + 16 = 196 \text{ ปอนด์/หลุมเจาะ}$

ดังนั้นจะได้ค่าน้ำหนักวัตถุระเบิดสูงสุดต่อจังหวะถ่วง (maximum charge per delay) เท่ากับ 4 หลุม (ดูรูปที่ 2.10 ประกอบ)

$$= 4 \times 196 \text{ ปอนด์}$$

$$= 784 \text{ ปอนด์}$$

- จำนวนน้ำหนักวัตถุระเบิดที่ใช้ทั้งหมด
 $= 196 \times 35 = 6,860 \text{ ปอนด์}$

นิยามของค่าเพาเคอร์แฟกเตอร์ (powder factor) เท่ากับอัตราส่วนของจำนวนน้ำหนักวัตถุระเบิดที่ใช้ทั้งหมด/ปริมาตรหินทั้งหมด

$$= 6860/6038 = 1.13 \text{ ปอนด์/ลบ.หลา}$$

หมายเหตุ

ในสภาวะการณ์ที่เป็นจริงในภาคสนาม หินที่แตกหักจะเป็นส่วนที่อยู่ระดับเดียวกับพื้นเหมือง ส่วนที่ได้พื้นเหมือง (ระยะที่เจาะของซับริลลิง) มีน้อย จึงอาจตัดออกไปได้ การหาปริมาตรหินทั้งหมด ก็สามารถหาค่าปริมาตรของเบอร์เคน (burden volume) โดยตรง จะทำให้ได้ค่าปริมาตรหินที่แตกหักเพียง 5,250 ลบ.หลา ซึ่งทำให้คำนวณได้ค่าเพาเคอร์แฟกเตอร์เป็น $6860/5250 = 1.31 \text{ ปอนด์/ลบ.หลา}$

ค่าที่คำนวณด้วยวิธีหลังนี้เป็นค่าที่นิยมใช้มากกว่า จัดเป็นวิธีการคำนวณค่าน้ำหนักวัตถุระเบิดเชิงอนุรักษ์ (conservative method)

อนึ่งมีข้อสังเกตเพิ่มเติมว่า ค่าระยะเบอร์เดนแถวแรกมีค่าเท่ากับแถวอื่น คือ 10.5 ฟุต ซึ่งในการปฏิบัติงานระเบิดจริงอาจขยับให้ใกล้เข้าไปอีกได้ เช่น 8 ฟุต เป็นต้น จะทำให้การแตกหักของหินดีขึ้น ก้อนหินที่แตกจากการระเบิดจะมีขนาดเล็กลง แต่ก็ใช้ได้ เฉพาะกรณีที่ไม่บริเวณนั้นไม่มีปัญหา เรื่องผลกระทบทางด้านกลิ่น สะเทือน หินร้าว กระเด็น และเสียงที่ดังรบกวนจากการระเบิด

2.4 โปรแกรมแบบจำลองการออกแบบงานระเบิดหิน

แนวทางของการเขียนโปรแกรมแบบจำลองการออกแบบงานระเบิดหิน ได้กำหนดไว้ ให้แบ่งรูปแบบหน้าจอโปรแกรมเป็นแบบเมนู ซึ่งผู้ใช้โปรแกรมสามารถเลือกรูปแบบของกลุ่มการวิเคราะห์ออกเป็น 2 กลุ่ม ดังนี้

2.4.1 แบบจำลองการวิเคราะห์ผลโดยตรง

โปรแกรมที่เขียนตามสมการแบบจำลองของกลุ่มนี้ จะใช้รูปแบบภาพผัง (plan view) ของหน้าเหมืองที่เสนอแนะโดยคณะทำงานของ U.S. Bureau of Mines จากนั้นก็อาศัยสูตรเชิงประสมการณ์ตามวิธีการของนักวิจัยหลายท่าน (Ash, Konya, IMM) มาดัดแปลง เพื่อรับค่าตัวเลขบนเมนูหลักแล้วทำการคำนวณกับเขียนภาพกราฟฟิกเชิงเรขาคณิตของรูปแบบหน้าเหมือง ผู้ใช้โปรแกรมจำเป็นต้องเลือกชนิดหรือเงื่อนไขของรูปแบบหน้าเหมืองในบางส่วน หากไม่ได้เลือก โปรแกรมจะมีค่า default สำหรับการออกแบบเป็นการเจาะระเบิดแบบรูเอียง (inclined drill holes) และตัดหน้าเหมืองแบบกล่อง (box cut)

จากนั้นโปรแกรมจะถาม ค่าข้อมูลคิที่เป็นค่ามิติเชิงเรขาคณิตของหน้าเหมืองหินที่จะทำการระเบิด หรือถามค่าตัวเลขขนาดหัวเจาะ วัดระเบิดที่ใช้ เป็นต้น เมื่อได้ข้อมูลครบตามความต้องการ (หากข้อมูลคิไม่ครบผู้ใช้โปรแกรมก็เลือกกรอกค่า default) โปรแกรมจะทำการคำนวณค่าตัวเลขที่สำคัญ และแสดงภาพกราฟฟิกของรูปแบบการเจาะระเบิดหน้าเหมืองหินกับมิติที่สำคัญในการออกแบบงานระเบิดหิน

2.4.2 แบบจำลองการออกแบบเชิงประยุกต์กับงานภาคสนาม

โปรแกรมแบบจำลองการออกแบบงานระเบิดหินสำหรับการใช้งานจริงภาคสนาม มีหลักการคล้ายคลึงกับโปรแกรมแบบจำลองในกลุ่มแรก แต่ประยุกต์ให้ใช้งานระเบิดจริงในภาคสนาม โดยโปรแกรมจะเขียนตามขั้นตอนของการทำงานจริงตามลำดับดังนี้

1. กำหนดปริมาณหินที่จะทำการระเบิดตามปริมาณความต้องการที่จะใช้หิน เช่น เมืองหินขนาดเล็กอาจต้องการระเบิดเพียง 5,000 ลบ.ม./ครั้ง (หมายเหตุ: ปริมาณหินที่ใช้ในการคำนวณเป็นปริมาณหินแน่นที่ยังไม่เกิดการแตกหัก) ทั้งนี้เพราะว่า เครื่องจักรกลที่ใช้ในการขนย้ายหรือเคลื่อนที่หิน มีจำนวนจำกัดทั้งขนาดของเครื่องจักรกลและความสามารถในการดำเนินงาน ถ้าระเบิดครั้งเดียวมากเกินไปก็จะเสียเวลานานในการปรับแต่งหน้าเหมือง ซึ่งเป็นอุปสรรคของการดำเนินงานในขั้นต่อไป

กรณีที่มีเมืองหินขนาดปานกลาง งานระเบิดต่อครั้ง มีปริมาณ ตั้งแต่ 10,000 - 20,000 ลบ.ม./ครั้ง และถ้าเป็นเมืองหินขนาดใหญ่ ปริมาณของการระเบิดหินต่อครั้ง อาจสูงถึง 50,000 ลบ.ม.

2. กำหนดตัวเลขค่าน้ำหนักวัตถุระเบิดและค่าความถ่วงจำเพาะของมวลหินและของวัตถุระเบิดที่ใช้ ตามปกติ งานระเบิดหินมักเป็นหินปูน (ค่า ถ.พ. = 2.65-2.70) วัตถุระเบิดที่ใช้มักเป็น Ammonium Nitrate - Fuel Oil ที่ใช้การไหลลดลงในรูเจาะแบบอาศัยแรงโน้มถ่วง (ค่า ถ.พ. = 0.82) ดังนั้นตัวเลขค่าน้ำหนักวัตถุระเบิดที่ใช้ต่อปริมาณหิน จะใช้ค่าเพาเคอร์แฟกเตอร์ประมาณ 0.4-0.5 กิโลกรัม/ลบ.ม.

3. ในเชิงปฏิบัติงาน ช่างเจาะจะเลือกระยะห่างระหว่างแถวของหลุมเจาะที่ตั้งไว้ครั้งแรกก่อน (ระยะเบอร์เคน) พร้อมกับค่าของระยะห่างระหว่างหลุมเจาะในแถว (ระยะสเปซซิง) ค่ามิติอื่นก็จะกำหนดตามภายหลัง ทำให้ได้แพตเทิร์นของการระเบิดเบื้องต้น (initial blast pattern)

อย่างไรก็ตาม จากการศึกษาวิจัยพบว่า ค่าตัวเลขเชิงเรขาคณิตของแพตเทิร์นการระเบิดสามารถจะตั้งเป็นเลข default ได้ เพื่อให้เกิดการควบคุมผลกระทบต่อสิ่งแวดล้อมไม่ให้เป็นอันตรายหรือรบกวนชุมชนข้างเคียงมาก จึงมักจะนำค่าตัวเลขที่เป็นช่วงระยะ (range) และเป็นปัจจัยสำคัญต่อความปลอดภัยที่มีหลายค่า ดังนี้

- a. ค่าอัตราส่วนของ เบอร์เคน/สเปซซิง (B/S) เท่ากับ 1:1 ถึง 1:2
- b. จำนวนแถวของการระเบิดต่อครั้ง ไม่เกิน 3 แถว
- c. ระยะเฉลี่ยที่เหมาะสมของเบอร์เคนแถวแรก จะเป็นไปตามสมการที่ 2.21 หน้า 29 หรือโปรแกรมจะข้ามขั้นตอนหัวข้อย่อนี้ไป แล้วมาทำการคำนวณปรับค่าภายหลัง
- d. หากไม่มีการกำหนดว่าให้มีการคัดหน้าเหมืองหินในแนวตั้ง โปรแกรมจะเลือกรูปแบบของการเจาะระเบิดเป็นแบบการเจาะระเบิดแบบรูเอียง โดยให้มีค่ามุมเอียงจากแนวตั้ง เท่ากับ 10-30 องศา
- e. ระยะสแตมมิง กำหนดให้เป็น 0.7 B - 1.4 B แต่ถ้าหากตัวเลขที่คำนวณได้เกินระยะ 3 เมตร จะใช้สแตมมิงแค่ 3 เมตร

f. ระยะเวลาสึกของขั้วคริล กำหนดให้มีค่า $0.2 B - 0.3 B$ แต่ถ้าหากมีค่าตัวเลขระยะเวลาขั้วคริลเกิน 1.5 เมตร จะใช้ค่าขั้วคริลแค่ 1.5 เมตร

2.4.3 ตัวอย่างการใช้แบบจำลองแสดงผลการคำนวณและภาพของแพดเทิร์น

ผู้วิจัยได้เสนอตัวอย่างที่มีข้อมูลดิบ (data) มีค่าต่าง ๆ ของหน้าเหมือง และแพดเทิร์นการเจาะระเบิดที่เป็นสิ่งที่นิยมปฏิบัติจริงสำหรับงานระเบิดหินของหน้าเหมืองชั้นบนโดยขนาดใหญ่ เช่นเหมืองหินปูนของบริษัทผลิตหินเพื่ออุตสาหกรรมซีเมนต์เป็นต้น จากนั้นก็ได้แสดงผลของการคำนวณตลอดแสดงรูปผังภาพ (plan view) ประกอบการวิธีที่ใช้เป็นต้นแบบในการเขียนโปรแกรม คำอธิบายของแต่ละตัวอย่างที่นำเสนอนี้ ขอสรุปเป็นแต่ละกลุ่มดังนี้

1. กลุ่มที่ใช้สูตรเชิงประสบการณ์คำนวณโดยตรง

ตัวอย่างแรก เป็นวิธีของ Ash ซึ่งข้อมูลดิบที่ใช้มีหน่วยในระบบอังกฤษ ในตารางที่ 2.8 และรูปที่ 2.11 หน้า 41 กำหนดให้มีหลุมเจาะทั้งหมด 15 หลุมเจาะ แพดเทิร์นการเจาะระเบิดแบบสี่เหลี่ยมผืนผ้า จำนวน 3 แถวเจาะ ขนาดของหลุมเจาะในแนวตั้ง 2.5 นิ้ว และกำหนดค่าอัตราส่วนต่าง ๆ ตามวิธีการที่ได้ระบุไว้แล้วในสมการที่ 2.1 -2.5

ตัวอย่างที่สอง เป็นวิธีของ Konya ซึ่งข้อมูลดิบที่ใช้มีหน่วยในระบบ S.I. (ดูตารางที่ 2.9 และรูปที่ 2.12) กำหนดให้เจาะในหินที่แข็งปานกลาง (หินปูนหรือหินโคลไลไมด์) ความถ่วงจำเพาะของหิน 2.70 การเจาะในแนวตั้งมีหลุมเจาะ 15 หลุมเจาะ แพดเทิร์นการเจาะระเบิดแบบสี่เหลี่ยมผืนผ้า มี 3 แถวเจาะ ขนาดของหลุมเจาะ 200 มิลลิเมตร ความสูงหน้าเหมือง 10.00 เมตร จากนั้นก็คำนวณค่าต่าง ๆ ตามที่ Konya ได้เสนอแนะไว้ในสูตรเชิงประสบการณ์หลายสูตร ที่ระบุในหัวข้อ 2.3.2

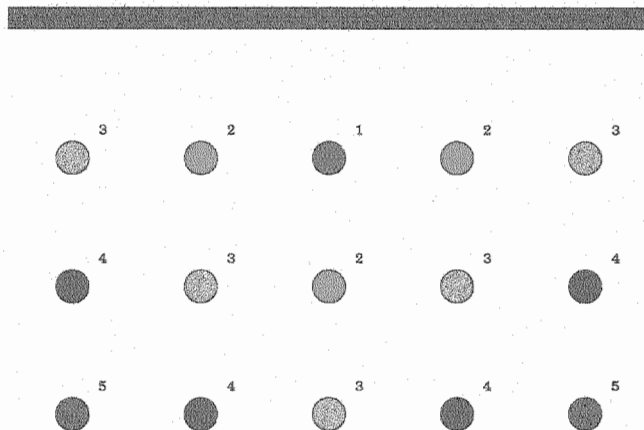
ตัวอย่างที่สาม เป็นวิธีของ IMM จำนวนหลุมเจาะมี 18 หลุมเจาะเป็นแบบรูเอียง (inclined drill hole) ขนานกับหน้าเหมือง การเจาะมี 3 แถว ขนาดของหลุมเจาะ 0.2 เมตร หน้าเหมืองมีผิวหน้าอิสระ 2 หน้า (ดูรูปที่ 2.13) การเจาะเป็นแบบสลับฟันปลา (staggered pattern) และตัดมุม (corner cut) หน้าเหมืองสูง 12 เมตร มีมุมลาดเอียง เท่ากับ 70 องศา ต้องการปริมาตรหิน 10,000 ลบ.ม. และกำหนดระยะเบอร์เคนครั้งแรก 9 เมตร กับระยะสเปซซิงครั้งแรก 10 เมตร ค่าเพาเคอร์แฟกเตอร์ที่เลือกใช้ 0.40 กิโลกรัม/ลบ.ม. (ดูตารางที่ 2.13)

การคำนวณจากสูตรเชิงประสบการณ์ของ IMM ตามข้อเสนอนี้ในหัวข้อ 2.3.3 เพื่อกำหนดค่าของมิติต่าง ๆ ขึ้นมาใหม่ เช่น ค่าเบอร์เคน ค่าสเปซซิง เป็นต้น อนึ่งยังได้คาดคะเนปริมาตรหินที่จะได้เพื่อเปรียบเทียบกับที่กำหนดไว้ก่อนอีกด้วย

ตารางที่ 2.8 ตารางย่อค่าแผนเป็นข้อมูลดิบที่ต้องป้อนในการประยุกต์
วิธีของ Ash ตารางย่อตกลงไปเป็นค่าอัตราส่วน และ
ผลการคำนวณด้วยวิธีการดังกล่าว

Ash's Method (Imperial Units Only)	
Blast Hole Diameter, in.	2.50
Number of Rows	3
Number of Holes in the First Row	5

Ash's Ratio		Results	
Burden Ratio	30.00	Burden, ft.	6
Spacing Ratio	1.80	Spacing, ft.	15
Drill Length Ratio	2.60	Drill Length, ft.	16
Sub-Drilling Ratio	0.30	Sub-Drilling, ft.	2
Stemming Ratio	0.70	Stemming, ft.	4

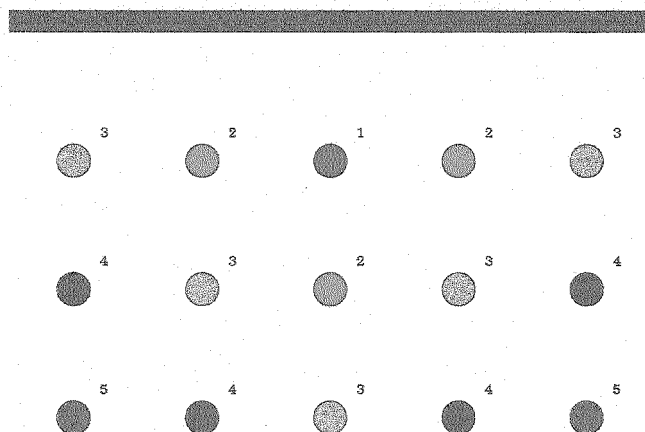


รูปที่ 2.11 ฟังภาพหน้าเหมืองที่ประยุกต์ใช้วิธีของ Ash

ตารางที่ 2.9 ตารางย่อคำนวณเป็นข้อมูลคิที่ต้องป้อนในการประยุกต์
วิธีของ Konya ตารางย่อถัดลงไปเป็นผลการคำนวณ
ด้วยวิธีการดังกล่าว

Konya's Method	
Blast Hole Diameter, mm.	200.00
Specific Gravity of Rock, Kg/m ³	2700.00
Type of Rock	หินปูน หินโดโลไมต์ หินดินดานแข็ง
Explosive Type	AN-FO
Bench Height, m.	10.00
Number of Rows	3
Number of Holes in the First Row	5
T _R Constant	6.5
T _H Constant	5.5

Calculated Results			
Burden, m.	3	Spacing, m.	4
Stemming, m.	2	Sub-Drilling, m.	1
Minimum Bench Height, m.	12	Hole to Hole Delay, ms.	17.88
Row to Row Delay, ms.	20.11		

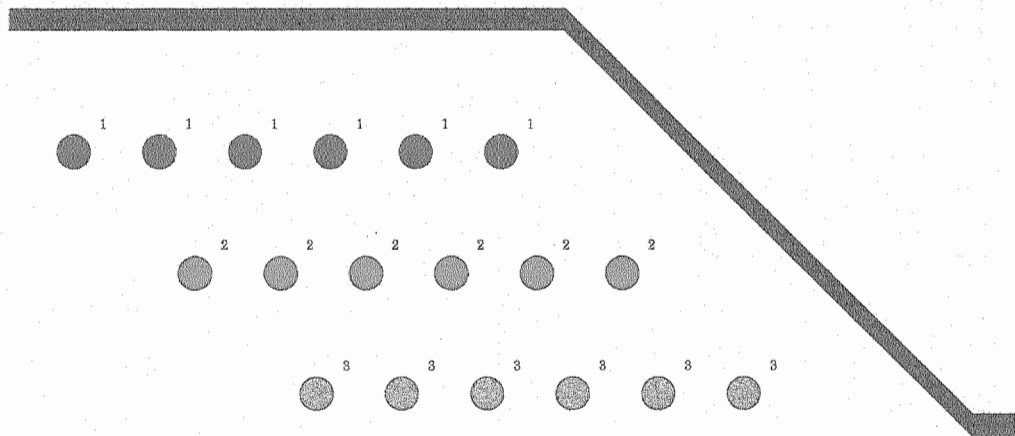


รูปที่ 2.12 ภาพถ่ายหน้าเหมืองที่ประยุกต์ใช้วิธีของ Konya

ตารางที่ 2.10 ตารางย่อคำนวณเป็นข้อมูลดิบที่ต้องป้อนในการประยุกต์วิธีของ IMM ตารางย่อถัดลงไปเป็นผลการคำนวณด้วยวิธีการดังกล่าว

IMM's Method			
Data Input			
Blast Hole Diameter, m.	0.20	Bench Height, m.	12.00
Bench Slope, Degrees	70.00	Drill Hole Slope, Degrees	70.00
Burden, m.	9	Spacing, m.	10
Stemming, m. (Option)	0	Sub-Drilling, m. (Option)	0
Number of Rows	3	Required Rock Volume, m ³	10000.00
Powder Factor, kg/m ³	0.40		

Calculated Results			
Burden, m.	9	Spacing, m.	5
Stemming, m.	6	Sub-Drilling, m.	2
Total Volume, m ³	9587.13	AN-FO Volume, m ³	4.68
Number of Holes	18		



รูปที่ 2.13 พังภาพหน้าเหมืองที่ประยุกต์ใช้วิธีของ IMM



2. กลุ่มที่ประยุกต์การปฏิบัติงานเชิงภาคสนาม

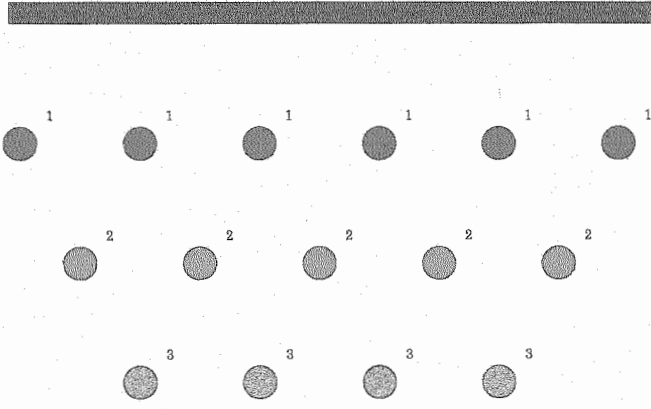
ตัวอย่างของงานภาคสนามที่บ่อยครั้งมีการเจาะระเบิด มีความลึกหลุมเจาะมากกว่า 20 เมตร และมีความต้องการปริมาตรหินสูงกว่า 10,000 ลบ.ม. นอกจากนี้การเจาะก็เป็นการเจาะรูเอียง (inclined drilling) ให้ขนานกับมุมลาดเอียงของหน้าเหมือง และค่าเพาเตอร์แพกเตอร์ก็เป็นค่าที่กำหนดเลือกใช้สำหรับชนิดของหินที่จะระเบิดอีกด้วย

หลักการที่นำมาใช้เป็นการประยุกต์วิธีการของทั้ง 3 วิธี (Ash, Konya, IMM) เข้าด้วยกัน โดยเลือกข้อเด่นของแต่ละวิธี และตั้งกฎเกณฑ์ในการออกแบบหลุมเจาะให้ได้การแตกหักของหินที่เหมาะสม และไม่มีผลกระทบต่อสิ่งแวดล้อมและชุมชนมาก รายละเอียดของข้อกำหนดเหล่านี้ได้ระบุไว้แล้ว ในหัวข้อ a-f ในหน้า 39-40 ของรายงานฉบับนี้

ตัวอย่างที่นำมาใช้กับแบบจำลองการประยุกต์กับงานภาคสนาม (applied field method) นี้ได้แสดงข้อมูลคิบทที่กำหนดเบื้องต้นไว้ในตารางที่ 2.14 หน้า 45 และแสดงผลการคำนวณที่ปรับค่าใหม่ไว้ในตารางเดียวกัน ส่วนรูปแพคเทิร์นหน้าเหมือง กำหนดเป็นแบบสลับพีแผลา (ดูรูปที่ 2.14 ข้างล่าง) โดยมีผิวหน้าอิสระหน้าเดียว

การออกแบบเบื้องต้นต้องการปริมาตรหิน 15,000 ลบ.ม. สำหรับหน้าเหมืองหินปูนที่สูง 20 เมตร มีมุมลาดเอียง เท่ากับ 75 องศา ใช้ปริมาณวัตถุระเบิดที่เป็น AN-FO เท่ากับ 0.50 ลบ.ม. ครั้งแรกกำหนดค่าของเบอร์เดนไว้ 6 เมตร, สเปนชิง 6 เมตร, สแตมมิง 3 เมตร, ชับคริล 1.5 เมตร กำหนดให้มีการเจาะ 3 แถว

หลังจากที่คำนวณใหม่แล้ว ปรากฏว่า ค่ามิติของแพคเทิร์นการเจาะยังคงเดิม แต่ค่าของชับคริลเปลี่ยนไปเล็กน้อย จากเดิม 1.5 เมตร ได้ค่าใหม่เป็น 2 เมตร และจำนวนหลุมเจาะที่ต้องทำการเจาะ เท่ากับ 18 หลุม ปริมาตรหินที่ได้ใกล้เคียงกับความต้องการ



รูปที่ 2.14 พังภาพหน้าเหมืองของการออกแบบประยุกต์เชิงภาคสนาม

ตารางที่ 2.11 ตารางย่อคำนวณเป็นข้อมูลที่ต้องป้อนในการออกแบบ
 ประยุกต์เชิงภาคสนาม ตารางย่อขุดลงไปเป็นผลการ
 คำนวณที่ค่ามิติเชิงเรขาคณิตได้ปรับค่าใหม่แล้ว

Applied Field Method			
Data Input			
Blast Hole Diameter, m.	0.20	Bench Height, m.	20.00
Bench Slope, Degrees	75.00	Drill Hole Slope, Degrees	75.00
Burden, m.	6	Spacing, m.	6
Stemming, m. (Option)	3	Sub-Drilling, m. (Option)	1.5
Number of Rows	3	Required Rock Volume, m ³	15000.00
Powder Factor, kg/m ³	0.50		

Calculated Result			
Burden, m.	7	Spacing, m.	6
Stemming, m.	3	Sub-Drilling, m.	2
Total Volume, m ³	13915.24	AN-FO Volume, m ³	9.05
Number of Holes	15		

บทที่ 3

การคาดคะเนการแตกหักของหิน

จุดมุ่งหมายของงานระเบิดหินต้องการให้ได้การแตกหักของมวลหินออกเป็นชิ้นส่วนที่มีขนาดพอเหมาะ และพยายามให้มีขนาดของก้อนที่ขนาดใหญ่กว่าการใช้งาน หรือขนาดของก้อนที่ขนาดเล็กกว่าการใช้งานที่ผลิตได้โดยตรงจากงานระเบิด มีเปอร์เซ็นต์ที่น้อยที่สุดเท่าที่จะเป็นไปได้

3.1 แบบจำลองการคาดคะเนผลของการแตกหักของหิน

จากเอกสารและผลงานวิจัยหลายแห่งที่ผู้วิจัยได้รวบรวมมา และใช้เป็นเอกสารอ้างอิงที่สำคัญต่อ ได้แก่ Cunningham (1983), Clark (1987), Rollins and Wang (1989), Singh and Pal Roy et al. (1993), สง่า ตั้งชวาล และ จดดับ บัทมสูต (2539) ซึ่งเอกสารเหล่านี้มีผลสรุป ได้ค่าความสัมพันธ์ค่าตัวแปรของการแตกหักของหินเนื่องจากการระเบิด ดังแสดงไว้ในสมการที่ 3.1-3.11

แบบจำลองเชิงคณิตศาสตร์เหล่านี้ถูกนำเสนอมาเพื่อใช้เป็นการคาดคะเนของชิ้นส่วนของหินในรูปแบบกราฟความสัมพันธ์ของการกระจายขนาด (size distribution) ของชิ้นส่วนหินที่แตกหัก สิ่งที่เหมาะสมในภาคสนามคือ โครงสร้างของหินที่มีความไม่ต่อเนื่องในมวลสารก็เป็นองค์ประกอบหนึ่ง ที่ทำให้แบบจำลองเชิงคณิตศาสตร์ของการคาดคะเนเบี่ยงเบนไปจากความเป็นจริง ในทางปฏิบัติ ชนิดของหินกับชนิดของวัตถุระเบิดที่ใช้ก็เป็นตัวแปรที่สำคัญที่ทำให้ผลของการคาดคะเนผิดพลาดไม่ได้

1. สมการของ Gaudin-Meloy

จากทฤษฎีการบดย่อย (comminution theory) ชิ้นส่วนของหินที่แตกหักและหาความสัมพันธ์จากการคัดขนาดของชิ้นส่วนผ่านตะแกรง (screen) ได้ดังนี้

$$R_o = \frac{[1 - X] \cdot K}{X_c} \quad (3.1)$$

กำหนดให้ K = ค่าคงที่ขนาดที่ค้ำตะแกรงของ Meloy

R_o = เปอร์เซนต์ของหินที่ค้ำตะแกรง

ค่าเลขชี้กำลังของ K อาจเทียบได้กับค่าดัชนีการย่อยหิน (grindability index) ค่า X เป็นช่องเปิดมาตรฐานของตะแกรง (reference screen opening) ตามหน่วยความยาวของชิ้นส่วน ปกติทำเป็นบรรทัดฐาน (normalized) ให้ $X = 1.0$ สำหรับตะแกรงตัวแรก ค่า X_c เป็นขนาดของอนุภาคที่ใหญ่ที่สุดของกราฟการแจกแจง (distribution curve) ซึ่งค่า X_c นี้หาได้จากกระบวนการวิเคราะห์ข้อมูลเชิงสถิติ ด้วยการวิเคราะห์เชิงถดถอย (regression analysis)

2. สมการของ Rosin-Rammler

จากหลักการของนักวิจัยที่ทำเกี่ยวกับการค้ำขนาดของถ่านหินแล้วหาค่าการกระจายขนาดของ Rosin และ Rammler ได้ความสัมพันธ์คือ

$$P_o = 1 - \exp[-bX^n] \quad (3.2)$$

ตัวแปร P_o คือ เปอร์เซนต์ชิ้นส่วนของหินที่แตกหักแล้วผ่านตะแกรง สัญลักษณ์ \exp คือ เครื่องหมายแทนเลขชี้กำลัง ส่วน b เป็นค่าคงที่ ต่อมาสมการที่ 3.2 นี้ถูกปรับปรุงใหม่ได้สมการ

$$P_o = 1 - \exp -[X/X_c]^n \quad (3.3)$$

ค่า X เป็นค่าขนาดตะแกรง (screen size) ส่วนค่า X_c เป็นขนาดอนุภาคที่เด่น (characteristic particle size) หาได้ที่จุด 36.79% (ดูสมการที่ 3.4) ส่วนค่า n ในสมการข้างบนเป็นค่าคงที่ในกระบวนการแตกหักบดย่อยของแต่ละกระบวนการ และเมื่อนำมาใช้ในเรื่องการระเบิดหิน ก็จัดเป็นตัวแปรเสริมของการระเบิดหิน (rock blasting parameter) ที่แสดงไว้ในสมการที่ 3.5

$$X_c = X/[0.693]^{1/n} \quad (3.4)$$

$$n = \{[(2.2-14(B/DH)) (1-SD/B)\{(1+0.5(S/B-1))\}] PC/L \quad (3.5)$$

กำหนดให้	B	=	ระยะเบอร์เดน (เมตร)
	DH	=	เส้นผ่านศูนย์กลางของหลุมเจาะ (มม.)
	SD	=	ค่าเชิงสถิติส่วนเบี่ยงเบนมาตรฐาน (standard deviation) ความแม่นยำของการเจาะหลุม (เมตร)
	S	=	ระยะสเปซซิง (เมตร)
	PC	=	ความยาวของวัตถุระเบิด (เมตร)
	L	=	ความสูงของค้ำหรือหน้าเหมือง (เมตร)

สมการที่ 3.5 ปกติใช้กับการเจาะหลุมระเบิดแบบแผนรูปสี่เหลี่ยมผืนผ้า หากนำไปใช้กับหลุมเจาะหลุมระเบิดแบบแผนสลับฟันปลา (staggered pattern) ค่าของ n ในสมการที่ 3.5 จะสูงขึ้นราว 10%

สิ่งที่น่าสนใจสำหรับค่า n ก็คือ ผลการทดลองของที่เหมืองหินในสหภาพอาฟริกาใต้ (Cunningham, 1983) พบว่าดัชนีตัวแปรเสริมของงานระเบิด (index of blasting parameter, n) มีความสัมพันธ์กับการออกแบบหน้าเหมือง และยังสัมพันธ์กับรูปแบบแพคเทิร์นของการระเบิด ดังนี้

ตัวแปรเสริม	ค่าของ "n" เพิ่มขึ้น เมื่อตัวแปรเสริม
- เบอร์เดน/เส้นผ่านศูนย์กลางหลุมเจาะ	ลดลง
- ความแม่นยำในการเจาะ	เพิ่มขึ้น
- ความยาววัตถุระเบิด/ความสูงหน้าเหมือง	เพิ่มขึ้น
- สเปซซิง/เบอร์เดน	เพิ่มขึ้น

3. สมการของ Kuznetsov

Kuznetsov (1973) ได้เสนอการวิเคราะห์หาค่าเฉลี่ยของชิ้นส่วนหินที่แตกหัก

เนื่องจากการระเบิดไว้ดังนี้

$$X_m = A [V_0/Q]^{0.8} Q^{1/6} \quad (3.6)$$

กำหนดให้

- X_m = ชั้นส่วนเฉลี่ยของหินที่แตกหัก (หน่วยเป็น ซม.)
- A = คุณสมบัติที่ขึ้นอยู่กับชนิดของหิน เรียกว่า คัวประกอบชนิดหิน (rock factor) โดยทั่วไปมีค่าอยู่ระหว่าง 8 ถึง 12 โดยที่
- $A = 7$ สำหรับหินแข็งปานกลาง มีรอยแตกสูงมาก
- $A = 10$ สำหรับหินแข็งมากและมีรอยแตกสูงมากในหิน
- $A = 13$ สำหรับหินแข็งมากมีรอยแตกน้อยมากในหิน
- V_0 = ปริมาตรของหินที่แน่น (ลบ.ม.)/หลุมเจาะ มีค่าเท่ากับ spacing x burden x bench height
- Q = น้ำหนักของวัตถุระเบิด TNT (กิโลกรัม) ซึ่งสมมูลกับพลังงานของวัตถุระเบิดในแต่ละหลุมเจาะ
- = 0.87 กิโลกรัม / น้ำหนัก 1 กิโลกรัมของ AN-FO (ค่าน้ำหนักวัตถุระเบิดในส่วนของ ระเบิดชนิดคริสไม่ได้นำมาคำนวณ เพราะไม่ค่อยก่อให้เกิดการแตกหักเด่นชัด)

4. แบบจำลองของ Kuz-Ram

เมื่อทำการพัฒนาสมการของ Rosin-Rammler กับ Kuznetsov เข้าด้วยกันทำให้ได้แบบจำลอง Kuz-Ram นำมาใช้ เพื่อคาดคะเนของอนุภาคก้อนใหญ่สุดที่มีโอกาสที่จะเกิดขึ้นเมื่อเทียบกับการแตกหักของปริมาตรเดิมของหินต่อหลุมเจาะ

ในสมการที่ 3.6 สามารถจะแปลงค่าของ Q ที่เป็นคัวประกอบเชิงวัตถุระเบิด (explosive factor) ในรูปสมการใหม่ คือ

$$Q = Q_e [S_r / 115] \quad (3.7)$$

กำหนดให้

- Q_e = มวลของวัตถุระเบิดที่ใช้ต่อหนึ่งหลุมเจาะ
- S_r = ค่ากำลังน้ำหนักวัตถุระเบิดสัมพัทธ์ (relative weight strength) ปกติให้ ANFO มีค่า $S_r = 100$ และของ TNT มีค่า = 115

จากความสัมพันธ์ของสมการที่ 3.6 และ 3.7 สามารถทำการปรับปรุงสมการของ Kuznetsov เป็นแบบจำลองใหม่ของ Kuz-Ram ที่นำเสนอโดย Cunningham (1983)

$$X_m = A [V_0/Q_0]^{0.8} Q_0^{1/6} [S_c/115]^{1/6} [S_c/115]^{-0.8} \quad (3.8)$$

หรือได้ค่า

$$X_m = A [V_0/Q_0]^{0.8} Q_0^{1/6} [S_c/115]^{-19/30} \quad (3.9)$$

เทอม $[V_0/Q_0]$ เป็นค่าอัตราส่วนกลับของค่าพาเคอร์แฟกเตอร์ (ที่ใช้แทนด้วยสัญลักษณ์ q) ซึ่งค่า q มีหน่วยเป็น กก./ลบ.ม. ทำให้ได้สมการที่ 3.9 เปลี่ยนเป็นสมการสุดท้ายของแบบจำลอง Kuz-Ram ที่นิยมใช้มากที่สุดในการคาดคะเนพล คือ

$$X_m = A [q]^{-0.8} Q_0^{1/6} [115/S_c]^{19/30} \quad (3.10)$$

หมายเหตุ

ข้อจำกัดของแบบจำลอง Kuz-Ram ก็คือ

ก. อัตราส่วน S/B ไม่เกิน 2

ข. การถ่วงจังหวะของเวลาการระเบิด ต้องเป็นไปแบบแผนที่จะช่วยให้การแตกหักดีขึ้น เพื่อป้องกันการระเบิดค่าน (misfires)

ค. พลังงานของการระเบิด ต้องใกล้เคียงกับค่าน้ำหนักวัตถุระเบิดสัมพัทธ์

ง. รอยแตกแยกที่เกิดในมวลหิน ไม่เกิดการทำให้มวลหินมีระยะห่างออกเกินปกติ

5. แบบจำลองของ Rollins และ Wang

การวิจัยเมื่อเร็ว ๆ นี้ ของ Rollins และ Wang (1990) ได้เสนอแนวทางที่จะวิเคราะห์ค่าการแตกหักของมวลหินที่เกิดจากการระเบิดของแร่หลุมเจาะ แล้วพล็อตค่าบนกราฟการกระจายขนาดเพื่อหาเปอร์เซ็นต์การกระจายขนาดทั้งหมด (total fragmentation size distribution: P_i)

$$P_i = \sum_{j=1}^n V_j [P_{ij}/V_T] \quad (3.11)$$

สมการข้างบนตั้งสมมติฐานให้จำนวนข้อมูลคิบมีทั้งหมดเท่ากับ n ตัวอย่าง ค่า P_i เป็นเปอร์เซ็นต์สะสมขนาดของชิ้นส่วนที่ผ่านตะแกรงทั้งหมดในแต่ละหลุมเจาะระเบิด ค่า V_j เป็นปริมาตรหินที่แตกหักต่อหลุมเจาะ (volume per hole) มีหน่วยเป็น ลบ.ม.

P_{ij} เป็นตัวเลขค่าเปอร์เซ็นต์ชิ้นส่วนของหินที่ผ่านตะแกรง ซึ่งหาได้จากสมการที่ 3.3 ส่วนค่า V_T เป็นปริมาตรทั้งหมดของหินที่แตกหัก (ลบ.ม.)

3.2 หลักการในการหาการกระจายขนาดของการระเบิดหินแบบขี้มันได

การพล็อตรูปแบบของการกระจายขนาดชิ้นส่วนที่แตกหักจากการระเบิด มีความแตกต่างในรายละเอียดที่ได้จากการพล็อตรูปแบบของการแจกแจงการกระจายขนาดของหินที่ถูกบดย่อยภายในโรงโม่หินพอสมควร

3.2.1 ขั้นตอนในการประเมินผล

การประเมินผลว่าประสิทธิภาพของงานระเบิดหินดีหรือไม่ สามารถตรวจสอบได้ระดับหนึ่งจากกราฟการกระจายขนาด ลำดับขั้นตอนมีดังนี้

1. ขั้นตอนแรก เป็นการกำหนดขอบเขตของปริมาณหินที่จะทำการระเบิด สำหรับแต่ละหลุมเจาะ ซึ่งคาดคะเนได้จากตำแหน่งที่วางหลุมเจาะและแพตเทิร์นของการจุดระเบิด (initiation pattern)

2. การคำนวณปริมาณหินที่จะทำการระเบิดเบื้องต้น จะสมมุติว่าอิทธิพลของระยะความลึกของหลุมเจาะ ไม่มีผลต่อการหาปริมาณหิน การคำนวณจึงหาได้โดยตรง จากการคูณค่าของพื้นที่หน้าตัดส่วนบนของตะพักกับค่าระยะความลึก

3. การคาดคะเนผลของการกระจายขนาดใช้สูตรเชิงประสมการณ์ของแบบจำลองที่กล่าวไว้ในหัวข้อ 3.1 ร่วมกับสูตรเชิงประสมการณ์ที่จะระบุในหัวข้อ 3.3 ต่อไป

4. หาผลลัพธ์จากการที่คำนวณค่าการกระจายขนาดแต่ละพื้นที่ ค่าที่ได้จะเป็นค่าเปอร์เซ็นต์การสะสมขนาด หรือเปอร์เซ็นต์การแจกแจงการกระจายขนาดทั้งหมด (total fragment size distribution)

3.2.2 เงื่อนไขของการกำหนดขอบเขตพื้นที่หน้าตัดการแตกหักของหิน

ผู้วิจัยได้ปรับปรุงข้อเสนอนี้ในการกำหนดขอบเขตพื้นที่หน้าตัดการแตกหักของหินที่ผู้เสนอก่อนหน้านี้ ได้แก่ Hjelmborg (1983)

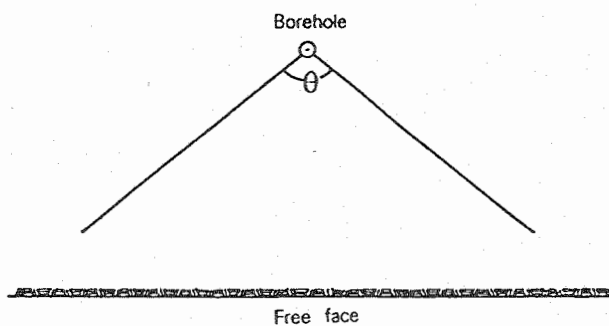
ข้อเสนอกับผู้วิจัยได้ปรับปรุงแนวทาง เพื่อกำหนดเงื่อนไขขอบเขต (boundary condition) ของพื้นที่ส่วนบนตะพักของหลุมเจาะมีดังนี้

1. หินที่แตกหักอยู่ในสภาพจับเกาะติดกันอย่างหลวม ๆ ทั้งบริเวณที่ใกล้หลุมเจาะกับบริเวณที่ไกลกับหน้าอิสระ
2. พื้นที่หน้าตัดของหินที่จับเกาะอย่างหลวม สามารถกำหนดพื้นที่โดยประมาณเป็นรูปสามเหลี่ยมที่มีส่วนปลาย (apex) ของสามเหลี่ยม อยู่ที่จุดศูนย์กลางหลุมเจาะ (ดูรูปที่ 3.1)
3. ถ้าหากมีการจุกระเบิดโดยใช้การถ่วงจันทะ เมื่อมีการระเบิดเกิดขึ้นจริงก็ควรมีลำดับขั้นของการถ่วงจันทะตามที่ได้วางแผนเทิร์นของการถ่วงจันทะไว้
4. ในกรณีที่หลุมเจาะระเบิด 2-3 หลุมที่อยู่ข้างเคียงกันมีการวางแผนการจุกระเบิดให้เกิดพร้อมกันทีเดียว (simultaneously) พื้นที่หน้าตัดของการแตกหักถูกจำกัดตรงขอบเขตของเส้นที่ลากตั้งฉากกับกึ่งกลางของระยะที่ต่อเนื่องระหว่างหลุมเจาะ 2 หลุมที่อยู่ข้างเคียงกัน
5. ในกรณีที่มีการเจาะแถวเดียว ระยะของการแตกหักที่ยาว (กว้าง) สุด ได้แก่ ระยะระหว่างหลุมเจาะกับหน้าอิสระ (free face) ของหน้าเหมืองหิน (รูปที่ 3.1) ซึ่งถ้าหากเป็นการวางแผนการเจาะระเบิดแบบสี่เหลี่ยมจัตุรัส จะได้มุมที่ส่วนปลาย (apex) เป็น 90 องศา (ดูรูปที่ 3.2) และระยะของการแตกหักที่ยาวที่สุด ได้แก่ เส้นทแยงมุมของสี่เหลี่ยมจัตุรัส แต่ถ้าเป็นการเจาะระเบิดรูปแบบอื่น เช่นแพทเทิร์นแบบสี่เหลี่ยมผืนผ้า จะได้มุมที่ส่วนปลายเป็นมุมป้าน
6. ในกรณีที่มีการเจาะมากกว่าหนึ่งแถว ระยะของการแตกหักที่ยาว (กว้าง) สุด เป็นระยะจากหลุมเจาะที่อยู่ด้านแถวหลัง ไปถึงหลุมเจาะที่อยู่แถวหน้า ตัวอย่างของรูปที่ 3.3 ที่แสดงวิธีการคำนวณค่าระยะการแตกหักที่ยาวสุดของแพทเทิร์นรูปสี่เหลี่ยมผืนผ้าที่มีการจุกระเบิดเป็นแพทเทิร์นตัววี (Vee pattern)

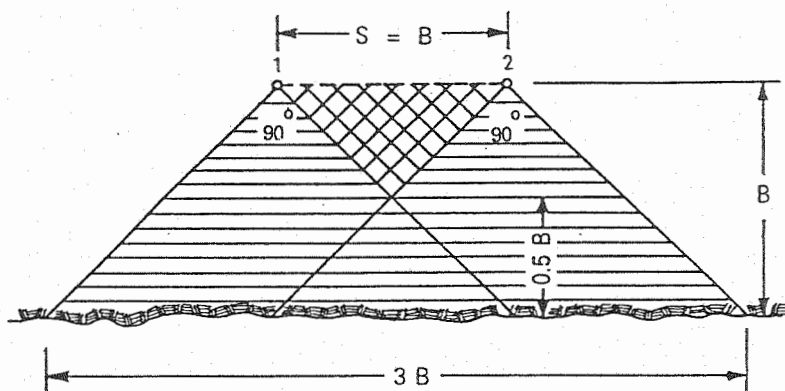
3.2.3 วิธีการคำนวณโดยใช้สูตรเชิงประสภการณ์

Rollins และ Wang (1990) ได้เสนอวิธีการที่ประยุกต์ให้ใช้ได้กับแบบจำลองของการแตกหักสำหรับมวลหินเพิ่มเติม ดังนี้

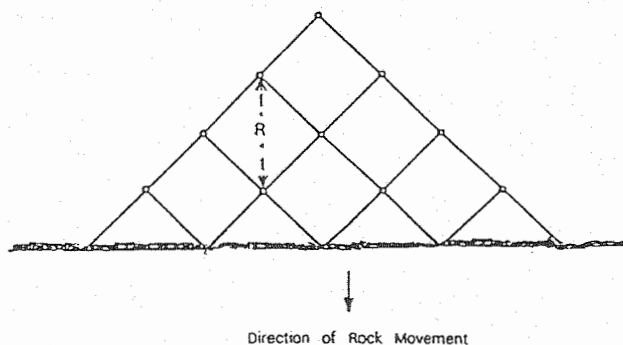
1. หากมีหลุมเจาะระเบิดมากกว่า 1 หลุมเจาะ ให้แบ่งปริมาตรของมวลหินที่จะทำการระเบิดได้เป็นพื้นที่หน้าตัดเฉพาะของแต่ละหลุมเจาะ กำหนดให้เส้นที่แบ่งขอบเขตเป็นเส้นที่ลากตั้งฉากกับระยะกึ่งกลางของหลุมเจาะที่อยู่ข้างเคียง
2. ใช้ตัวเลขค่าพื้นที่ของแต่ละหลุมเจาะที่คำนวณได้จากข้อ 1 มาหาค่าเฉลี่ยของชิ้นส่วนที่แตกหัก โดยใช้สูตรเชิงประสภการณ์ของ Kuznetsov (สมการที่ 3.6)
3. ทำการคาดคะเน เส้นโค้งการกระจายขนาดของชิ้นส่วนของหินแต่ละหลุมเจาะที่ผ่านตะแกรง โดยใช้สูตรเชิงประสภการณ์ของ Rosin-Rammler (สมการที่ 3.3)



รูปที่ 3.1 มุมการแตกหัก (θ) สำหรับหลุมเจาะเดี่ยว พื้นที่ของการแตกหัก อยู่ในสามเหลี่ยมที่มีมุมยอดเป็นมุม θ ที่จุดศูนย์กลางหลุมเจาะ



รูปที่ 3.2 แพดเทิร์นการแตกหักของการเจาะแถวเดียว 2 หลุม ที่มีอัตราส่วนของ $S/B = 1.0$ ค่า R ในรูปเป็นระยะทางที่ยาว (กว้าง) มากที่สุด ได้มุมส่วนปลาย (apex) เท่ากับ 90 องศา

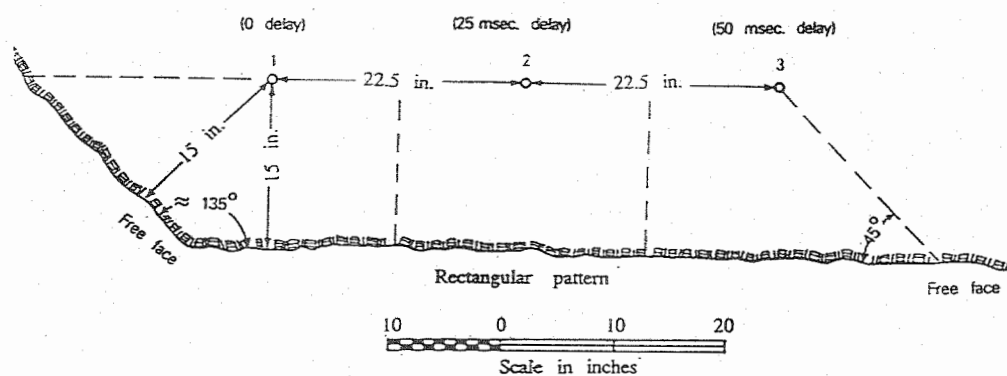


รูปที่ 3.3 แพดเทิร์นการเจาะระเบิดแบบสี่เหลี่ยมพื้นผ้าหลายแถว ที่มีอัตราส่วนของ $S/B = 1.0$ ค่า R เป็นระยะยาว (กว้าง) มากที่สุด การเจาะระเบิดแบบนี้เป็นแพดเทิร์นรูปตัววี (Vee pattern)

4. ทำการรวมค่าการกระจายขนาดที่ผ่านตะแกรงของแต่ละหลุมเจาะ ผลลัพธ์ที่รวมได้ทั้งพื้นที่ เป็นค่าการกระจายขนาดสะสมที่ผ่านตะแกรงทั้งหมด (ใช้สมการที่ 3.11)

3.3 แบบจำลองการแตกหักของการระเบิดหินแบบขั้วมันโคที่ใช้ในงานวิจัย

แบบจำลองการแตกหักที่ใช้ในงานวิจัยนี้ เขียนตามการทดลองของ U.S. Bureau of Mines ในปี 1973 ที่ทำการทดสอบการระเบิดหินแบบขั้วมันโค ที่ High Forest Quarry เมือง Stewartville รัฐ Minnesota เหมือนหินปูนที่ทดลองทำการระเบิดนี้มีแพดเทิร์นการระเบิดแบบสี่เหลี่ยมผืนผ้า มีแถวหลุมเจาะเพียง 1 แถว ใช้หลุมเจาะระเบิดในแนวตั้ง 3 หลุม รูปแบบเชิงเรขาคณิตได้แสดงไว้ในรูปที่ 3.4

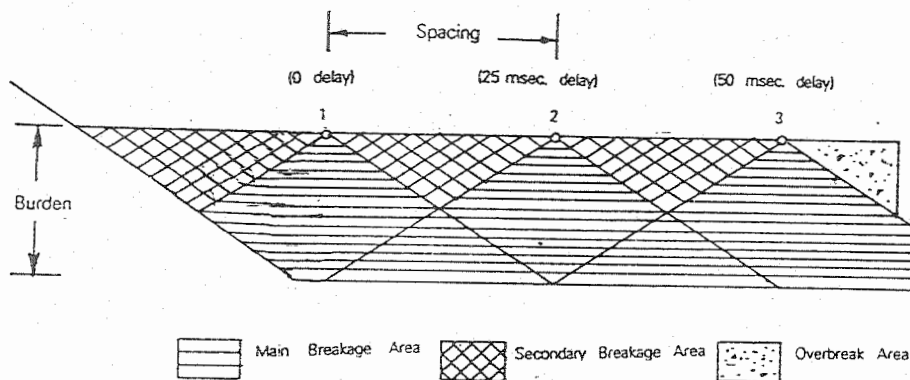


รูปที่ 3.4 แพดเทิร์นการระเบิดของหน้าเหมืองหินที่เจาะระเบิดในแนวตั้ง

เมื่อทำการสังเกตภาพรวมของพื้นที่หน้าตัดของหินที่แตกหักสำหรับการระเบิดหินแบบขั้วมันโคของรูปที่ 3.4 จะได้รูปแบบกราฟิกของพื้นที่ที่เกิดการแตกหักแตกต่างกันเป็น 3 พื้นที่ (ดูรูปที่ 3.5 หน้าถัดไป) ได้แก่ พื้นที่หลักที่มวลหินเกิดการแตกหักตลอดบริเวณ (main breakage area) พื้นที่รองที่มวลหินเกิดการแตกหัก (secondary breakage area) ส่วนที่เหลือเป็นพื้นที่ที่เกิดการแตกร้างหลังแนวระเบิด (overbreak area)

1. พื้นที่หลักที่มวลหินเกิดการแตกหัก

ชิ้นส่วนของหินที่เกิดการแตกหักในบริเวณนี้ เป็นผลเนื่องจากคลื่นของการสะท้อนกลับจากความเค้นดึง (reflected tensile stress wave) ในขณะที่คลื่นเคลื่อนที่มาถึงรอยต่อของความไม่ต่อเนื่อง (เช่น รอยแตกแยกในหิน โพรงในหิน รอยเลื่อน เป็นต้น) และกระจายความเค้นไปสู่รอยแตกรอยร้าวเข้าไปในความไม่ต่อเนื่องในมวลหิน พร้อมทั้งการขยายตัวของความดันก๊าซที่เกิดตามมาเป็นองค์ประกอบที่สำคัญ มีผลทำให้ชิ้นส่วนของหินถูกผลักหลุดออกจากมวลสาร



รูปที่ 3.5 ภาพสเก็ทตามสมมุติฐานของการระเบิดแบบขั้วบนไค
พื้นที่การแตกหักของมวลหินแบ่งออกเป็น 3 ส่วน

การพัฒนาเหมืองหินแบบขั้วบนไค จะพบเสมอว่าตะพักมีรอยแตกร้าว ทำให้คลื่นการระเบิดที่สะท้อนกลับหรือหักเหและกลายเป็นคลื่นจากแรงดึง ทำให้มวลหินแตกหักได้ง่าย พื้นที่การแตกหักหลัก (main breakage area) รอบบริเวณนี้ เป็นพื้นที่ที่ได้รับผลกระทบจากคลื่นดึง จุดปลายขอบเขตของอิทธิพลของคลื่นดึง ได้แก่ บริเวณที่ขนาดแมกนิจูดของความเครียดของคลื่นระเบิดมีค่าเท่ากับค่ากำลังดึงเชิงพลศาสตร์ของวัสดุ

การหาค่าความเครียดที่เกิดจากคลื่นของการระเบิดหินแบบขั้วบนไค จากสูตรเชิงประสภการณ์ที่เสนอแนะโดย Adushkin (1987)

$$\varepsilon_r = (K.E.) / (\rho/c^2) \{6.62 \times k\} \{R / (q_1)^{0.5}\} \quad (3.12)$$

กำหนดให้

- ϵ_r = ความเครียดสูงสุดที่เกิดขึ้นในแนวรัศมีของคลื่นระเบิด
- K.E. = พลังงานจลน์ที่เกิดขึ้น มีหน่วยเป็น จูล/ลบ.ม.
- ρ = ความหนาแน่นของมวลหิน, กิโลกรัม/ลบ.ม.
- c = ความเร็วคลื่นอีลาสติกที่เคลื่อนที่ตามยาวในมวลหิน, เมตร/วินาที
- k = ค่าส่วนกลับของความหนาแน่นวัตถุระเบิด เพื่อให้พจน์ที่เกี่ยวกับพลังงานจลน์ต่อพื้นที่การแตกหักเป็นพจน์ที่ไม่มีมิติ, ลบ.ม./กิโลกรัม
- q_L = ความหนาแน่นเชิงเส้นของวัตถุระเบิดที่แปลงค่าพลังงานเป็นน้ำหนักวัตถุระเบิดต่อระยะความลึก (ยาว) ของวัตถุระเบิด หน่วยเป็น กิโลกรัม/เมตร
- R = ระยะห่างแนวรัศมีจากจุดศูนย์กลางหลุมเจาะถึงจุดสังเกตการณ์ หรือเป็นระยะไกลสุดจากจุดศูนย์กลางหลุมเจาะ หน่วยเป็น เมตร

ในกรณีที่จะหาค่าความสัมพันธ์เชิงการเปลี่ยนรูปและปริมาตรจะได้

$$E = \sigma_r / \epsilon_r \quad (3.13)$$

ค่า E เป็นค่าของ Young's modulus ค่า σ_r เป็นค่าความเค้นสูงสุดที่เกิดขึ้นในมวลสาร ส่วน ϵ_r เป็นความเครียดสูงสุดในมวลสาร

ความสัมพันธ์ของความเครียดที่เกิดจากคลื่นระเบิด ก็คือ ค่าความเครียดมีค่าลดน้อยลง เมื่อระยะของจุดสังเกตการณ์เพิ่มขึ้นจากเดิม จุดที่ความเครียดในมวลสารที่เท่ากับกำลังวัสดุตั้งของมวลสาร จะเป็นจุดที่มวลสารเกิดการแตกหัก (breaking point)

อนึ่งสำหรับการระเบิดของหินแบบขี้น้ำมันใด เมื่อมีการจุดระเบิดพร้อมกันทีเดียว จะมีหลุมเจาะระเบิดมากกว่าหนึ่งหลุมเจาะจนเป็นหลุมเจาะเกิดการระเบิดพร้อมกัน หรือถ้าหากมีการใช้แท่งไฟฟ้าจังหวะถ่วง อาจมีการระเบิดในแต่ละจังหวะพร้อมกันทีเดียวหลายหลุมเจาะ ผลของปฏิกิริยาของหลุมเจาะระเบิดข้างเคียงก็มีส่วนช่วยให้เกิดการแตกหักที่มีการเหลื่อมล้ำหรือโอเวอร์แลป (overlap) ระหว่างระหว่างสองพื้นที่ที่ใกล้เคียงกัน

2. พื้นที่ร่องของการแตกหัก

การแตกหักของมวลหินสำหรับพื้นที่บริเวณนี้ เป็นผลมาจากการสะท้อนกลับของคลื่นที่รอยต่อของความไม่ต่อเนื่องร่วมกับความเค้นดึงที่เกิดจากปฏิกิริยาร่วมกัน (interacting

reaction) ของหลุมเจาะข้างเคียง พื้นที่รองของการแตกหัก (secondary breaking area) ถูกแยกออกจากบริเวณพื้นที่หลักของมวลหินที่แตกหักอย่างรุนแรง พื้นที่รองนี้ไม่มีแต่รอยแตกร้าวที่เกิดจากผลของความเค้นดึง ไม่พบชิ้นส่วนที่แตกออกจากมวลหิน ความดันก๊าซที่อยู่ในหลุมเจาะระเบิด ไม่มีปริมาณเพียงพอที่ผลักดันให้มวลหินที่แตกร้าวเคลื่อนที่ไปได้ไกล

3. พื้นที่รอยแตกร้าวหลังแนวระเบิดหรือพื้นที่โอเวอร์เบรก

พื้นที่บริเวณที่ไม่มีรอยแตกที่เกิดหลังแนวรอยต่อของหลุมเจาะระเบิด บางที่เรียกปรากฏการณ์แบบนี้ว่า โอเวอร์เบรก (overbreak) ปกติพบย่อยที่ด้านหลุมในสุดของแถวหลุมเจาะระเบิด (เป็นหลุมที่มีระยะห่างจากหน้าอิสระมากที่สุด) การแตกร้าวในพื้นที่โอเวอร์เบรกนี้ไม่ได้มาจากอิทธิพลของความเค้นคลื่นระเบิดของหลุมเจาะระเบิดข้างเคียง แต่การแตกร้าวเป็นผลมาจากการสะท้อนกลับของคลื่นความเค้นดึงตรงบริเวณรอยต่อของความไม่ต่อเนื่อง

การกำหนดพื้นที่โอเวอร์เบรก ทำได้โดยการสร้างรูปสามเหลี่ยมมุมฉากของพื้นที่นี้ขึ้นมา ขอบเขตของด้านข้างสามเหลี่ยมมุมฉาก เกิดจากต่อแนวเส้นตรงของแถวระเบิดให้ตัดกับเส้นที่ลากจากจุดกึ่งกลางของเส้นขอบพื้นที่หลัก

บทสรุปของการกำหนดแบบจำลองของการแตกหักสำหรับงานระเบิดหินแบบขี้มันได้นี้ มีจุดมุ่งหมายจะหามาตรการที่คำนวณพื้นที่เป็นตัวเลขได้ สมการของ Adushkin ร่วมกับสมการที่ 3.13 ใช้หาค่าขอบเขตของพื้นที่ที่เกิดการแตกหัก ซึ่งหาได้ที่จุดการแตกหักของมวลหิน (breaking point) จากนั้นเชื่อมจุดการแตกหักที่เกิดแต่ละด้านของหลุมเจาะระเบิดร่วมกับเชื่อมแนวเส้นของผิวหน้าอิสระ ทำให้ได้รูปหลายเหลี่ยมของพื้นที่ที่เกิดการแตกหักของมวลหิน

ใช้วิธีการเดียวกันหาพื้นที่หลักของการแตกหักสำหรับหลุมเจาะระเบิดที่อยู่ถัดไป กรณีที่เกิดการเหลื่อมล้ำพื้นที่ข้างเคียง หรือเกิดโอเวอร์แลป ทำการแบ่งครึ่งของพื้นที่หลักทั้งสองบริเวณ และทำการรวมพื้นที่ส่วนที่เหลือเป็นพื้นที่บริเวณหนึ่งของพื้นที่หลัก

พื้นที่รองของการแตกหัก มีรูปแบบเป็นสามเหลี่ยมหน้าจั่ว ที่มีด้านประกอบมุมยอดสองด้านเท่ากัน พื้นที่รองนี้หาได้จากบริเวณรอบนอกของเส้นขอบเขตพื้นที่หลัก เส้นฐานของสามเหลี่ยมเกิดจากการลากเส้นตรงเชื่อมเป็นแถวของหลุมเจาะระเบิด

ผลรวมของพื้นที่หลักกับพื้นที่รอง จะเป็นพื้นที่ที่เกิดจากการแตกหักของหินสำหรับแต่ละหลุมเจาะ จากนั้นก็บวกกันทำให้ได้ค่าการแฉกแฉงขนาดของหลุมเจาะทั้งหมด

3.4 ตัวอย่างของแบบจำลองการแตกหักของหินที่เกิดจากระเบิดแบบขี้น้ำมัน

ตัวอย่างที่เป็นโจทย์ในการหาประสิทธิภาพของงานระเบิด โดยสังเกตผลจากการแตกหักของหิน โจทย์นี้ใช้รูปแบบของแพดเทิร์นงานเจาะระเบิดที่แสดงไว้ในรูปที่ 3.4 แต่มีข้อมูลดิบเพิ่มเติมสำหรับการวัดค่ามิติของรูปแบบเชิงเรขาคณิตของหน้าเหมือง กับค่าตัวเลขนัยสำคัญที่อ่านจากการตรวจวัดด้วยเครื่องมือภาคสนามหน้างานเหมืองหินปูน ทำให้ได้กลุ่มของข้อมูลดิบ 2 กลุ่ม ดังนี้

1. กลุ่มข้อมูลคิบบรรูปแบบของการเจาะระเบิด

การเจาะระเบิดเป็นแบบสี่เหลี่ยมผืนผ้า มีหลุมเจาะ 1 แถว จำนวน 3 หลุม เส้นผ่านศูนย์กลางของหลุมเจาะ 0.5 นิ้ว (12.7 มม.) การเจาะทำในแนวตั้งระยะความลึกเท่ากับ ความสูงของตะพัก คือ 30 นิ้ว (76 ซม.) ระยะเบอร์เด่นของแนวตั้งฉากกับหน้าอิสระทั้งสองด้าน เท่ากับ 15 นิ้ว (38 ซม.) ระยะสเปซซิง เท่ากับ 22.5 นิ้ว (57 ซม.) ความยาวของคอลัมน์วัตถุระเบิด เท่ากับ 18 นิ้ว (45.72 ซม.) ค่าของน้ำหนักวัตถุระเบิดที่เหมาะสมสำหรับมวลหินปูนบริเวณนี้ มีค่าเท่ากับ 0.37 กก./ลบ.ม. มีการใช้แก๊บไฟฟ้าจังหวะถ่วง 3 เบอร์ คือ เบอร์ 1 เบอร์ 2 และเบอร์ 3 มีค่าระยะเวลาล่วงจังหวะที่แตกต่างกันแต่ละเบอร์ เท่ากับ 25 เศษหนึ่งส่วนพันวินาที

2. กลุ่มข้อมูลคิบบรรูปแบบคุณสมบัติมวลหินและวัตถุระเบิดที่ตรวจวัด

หินปูนบริเวณนี้ เป็นหินปูนที่มีค่าความหนาแน่น 2.7 กรัม/ลบ.ซม. ค่าของ Young's modulus เท่ากับ 8×10^6 ปอนด์/ตร.นิ้ว กำลังวัสดุตั้งของหิน เท่ากับ 737 ปอนด์/ตร.นิ้ว ความเร็วคลื่นตามยาวที่เกิดจากระเบิดมวลหิน เท่ากับ 18,916 ฟุต/วินาที (5,765.6 เมตร/วินาที)

วัตถุระเบิดที่ใช้เป็นแบบ straight dynamite มีค่าความหนาแน่นของวัตถุระเบิด เท่ากับ 1.14 กรัม/ลบ.ม. พลังงานจลน์ของวัตถุระเบิด 880 กิโลกรัมแคลอรี/กิโลกรัม

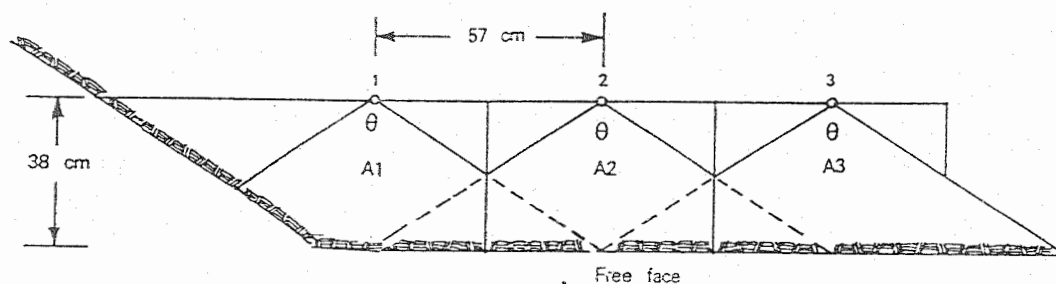
หมายเหตุ

การที่มีการใช้แก๊บไฟฟ้าถ่วงจังหวะ สามารถคำนวณพื้นที่หน้าตัดหลักของการแตกหักแต่ละพื้นที่เป็นอิสระต่อกัน เพราะมีการระเบิดในพื้นที่หน้าตัดทั้ง 3 พื้นที่ในเวลาไม่พร้อมกัน การศึกษาขนาดของชิ้นส่วนที่เกิดจากการแตกหัก มีการใช้รถดั๊กมาช่วยขุดคักใส่รถบรรทุก นำไปเทใส่ตะแกรงคัดขนาดในโรงไม่หิน ทำให้ได้ค่าขนาดการแตกหักที่แท้จริง

ผลเฉลย

ขั้นตอนที่ 1

หาเส้นที่เป็นขอบเขตของพื้นที่หลัก 2 เส้น ที่ประกอบกันเป็น มุมของการแตกหัก (breaking angle) สำหรับหลุมเจาะระเบิดแต่ละหลุม เพื่อให้เกิดความเข้าใจง่ายขึ้น จึงทำการสเก็ตช์ภาพผังของหน้าเหมืองไว้ดังรูปที่ 3.6 ข้างล่าง



รูปที่ 3.6 ผังหน้าเหมืองที่สเก็ตช์เพื่อแสดงระยะและมุมที่สำคัญของหลุมเจาะ สำหรับการหาพื้นที่ที่เกิดการแตกหักของมวลหิน

จากสมการที่ 3.12 ที่เป็นสมการของ Adushkin:

$$\epsilon_r = (K.E.) / (\rho/c^2) \{6.62 \times k\} \{R / (q_d)^{0.5}\}$$

$$K.E. = 880 \text{ กิโลกรัมแคลอรี/กิโลกรัม}$$

- ค่าการแปลงหน่วยของ 1 กิโลกรัมแคลอรี เท่ากับ 4.186×10^3 จูล

- ทำการหาค่าพลังงาน 1 กิโลกรัมแคลอรี/น้ำหนักวัตถุระเบิด 1 กิโลกรัม

$$= \text{ความหนาแน่น} \times \text{พลังงานในหนึ่งหน่วยปริมาตร (ลบ.ม.)}$$

$$= (1.14 \times 10^3) (4.186 \times 10^3)$$

- ดังนั้น ค่าพลังงาน 880 กิโลกรัมแคลอรี/กิโลกรัม

$$= 880 \times (1.14 \times 10^3) (4.186 \times 10^3)$$

$$= 4.2 \times 10^9 \text{ จูล/ลบ.ม.}$$

$$\text{radial strain, } \epsilon_r = 4.2 \times 10^9 (6.62) (k) \{R/(q_L)^{0.5}\}^{-1.2}$$

$$\frac{(2.7 \times 10^3) (5,765.6)^2}{}$$

$$= 3.098 \times 10^{-1} (k) \{R/(q_L)^{0.5}\}^{-1.2}$$

จากสมการที่ 3.13

$$\begin{aligned} \text{radial stress, } \sigma_r &= \text{Young's modulus} \times \text{radial strain} \\ &= 8 \times 10^6 [3.098 \times 10^{-1} (k) \{R/(q_L)^{0.5}\}^{-1.2}] \\ &= 2.478 \times 10^6 (k) \{R/(q_L)^{0.5}\}^{-1.2} \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \text{explosive linear density, } q_L &= 1.14 (\pi/4)(1.27)^2/10 \\ &= 0.1444 \text{ กิโลกรัม/เมตร} \end{aligned}$$

จากรูปแบบเชิงเรขาคณิตของหน้าเหมือง เมื่อหาค่าครึ่งหนึ่งของมุมสลับปลาย (θ) ที่เกิดขึ้นระหว่างเส้นขอบเขตของพื้นที่หลักของการแตกหัก ได้สามเหลี่ยมมุมฉากที่เป็นด้านตรงข้ามมุม θ เป็นแนวของผิวหน้าอิสระ ระยะตั้งฉากเป็นเส้นตรงที่ลากจากจุดศูนย์กลางหลุมเจาะไปตั้งฉากกับแนวผิวหน้าอิสระ

$$\begin{aligned} \text{จะได้} \quad \theta / 2 &= \arctan [\text{spacing/burden}] \\ &= \arctan [57/38] \end{aligned}$$

$$\text{หรือได้ } \theta / 2 = 56.31^\circ$$

จากการคำนวณเชิงเรขาคณิต เพื่อหาระยะไกลสุดจากจุดศูนย์กลางหลุมเจาะ (ระยะ R) ซึ่งต้องหาจากรูปสามเหลี่ยมมุมฉากที่เกิดจากการแบ่งระยะสเปซซิงออกครึ่งหนึ่ง ที่มีค่ามุมแหลมที่อยู่ตรงข้ามกับผิวหน้าอิสระ เป็นมุม β ได้ความสัมพันธ์

$$\begin{aligned} \sin \beta &= \{\text{spacing}/2\}/R \\ \text{และได้ } \beta &= \arctan [\{\text{spacing}/2\}/\text{burden}] \\ &= \arctan [\{57/2\}/38] \\ \text{นั่นคือ } R &= 47.50 \text{ เซนติเมตร} \end{aligned}$$

เมื่อทำการแทนค่า $k = 1/1,140$ ลบ.ม./กิโลกรัม, $R = 0.4750$ เมตร และค่า $q_u = 0.1444$ กิโลกรัม/เมตร จะทำให้พจน์โดยรวมที่เกี่ยวข้องกับพลังงานจลน์ที่เกิดจากการใช้วัตถุระเบิดต่อพื้นที่ที่แตกหัก เป็นพจน์ที่ไม่มีมิติ (dimensionless terms) ทำให้สามารถหาค่าความเค้นในแนวรัศมี (radial stress) ของความสัมพันธ์ที่แสดงไว้ในหน้าก่อนนี้ได้ นั่นคือ

$$\sigma_r = 1,663 \text{ ปอนด์/ตร.นิ้ว}$$

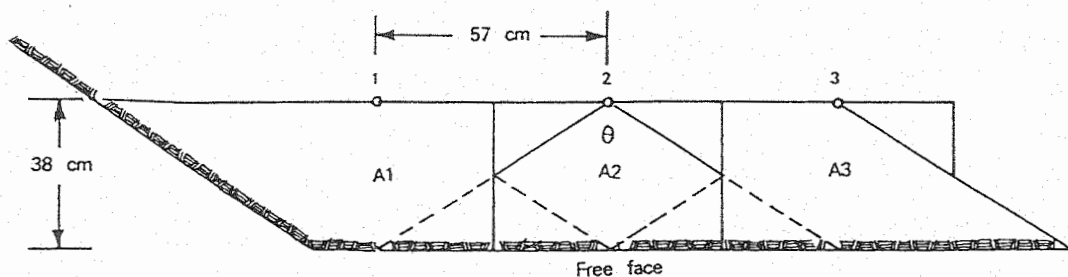
$$\begin{aligned} \text{หาค่าความเค้นดึงในแนวรัศมี} &= 1,663 \times \cos 56.31^\circ \\ &= 992.5 \text{ ปอนด์/ตร.นิ้ว} \end{aligned}$$

ค่าของความเค้นดึง ที่เกิดจากการสะท้อนกลับที่ผิวหน้าอิสระของความเค้นอัดของคลื่นความดันจากการระเบิด 992.5 ปอนด์/ตร.นิ้ว มีค่ามากกว่าค่ากำลังวัสดุดึงของมวลหินปูนที่มีค่าเท่ากับ 737 ปอนด์/ตร.นิ้ว ทำให้มวลหินเกิดการแตกหักเป็นชิ้นส่วนได้

ดังนั้นในขั้นตอนนี้ จากลักษณะเชิงสมมาตร จะได้ค่ามุมของการแตกหัก (angle of breakage) เท่ากับ $56.31 \times 2 = 112.6^\circ$

ขั้นตอนที่ 2

ทำการแบ่งพื้นที่ที่แสดงไว้ในรูปที่ 3.7 เพื่อคำนวณค่าของปริมาตรหินที่แตกหักสำหรับแต่ละหลุมเจาะระเบิด



รูปที่ 3.7 ปริมาตรของหินที่แตกหัก จากการทดสอบของ USBM

ปริมาตรของหินที่เกิดการแตกหักสูง แบ่งออกตามจำนวนหลุมเจาะ ได้ 3 ส่วน ตามพื้นที่บริเวณหลุมเจาะที่ 1, 2, 3 ตามลำดับ อนึ่งก่อนทำการหาพื้นที่ มีระยะในแนวของหลุมเจาะ ที่เป็นระยะระหว่างหลุมเจาะหมายเลข 1 ที่ลากไปยังผิวหน้าอิสระทางซ้ายมือ (ดูรูปที่ 3.7 ประกอบ) ที่จำเป็นต้องทราบระยะที่แน่นอน

เมื่อมุมที่เกิดการแตกหัก เท่ากับ 112.6° จะได้ระยะในแนวจากหลุมเจาะที่ 1 ไปยังผิวหน้าอิสระทางซ้าย เท่ากับ 45.67 เซนติเมตร ดังนั้นก็สามารถหาพื้นที่แรกของการแตกหักที่เกิดจากหลุมเจาะที่ 1 หรือ

$$\begin{aligned} A_1 &= [1/2 \times 38 \times 38] + [(45.67 - 38) \times 38] \\ &\quad + [1/2 \times 38 \times 57] + [1/2 \times 57 \times \{38/2\}] \\ &= 2,637.60 \text{ ตร.ซม.} = 0.2638 \text{ ตร.ม.} \end{aligned}$$

พื้นที่ของสามเหลี่ยมที่มีการแตกหักของหินของหลุมเจาะที่ 2 คือ

$$\begin{aligned} A_2 &= 2 \times [1/2 \times 57 \times 38] \\ &= 2,166 \text{ ตร.ซม.} = 0.2166 \text{ ตร.ม.} \end{aligned}$$

พื้นที่ของสามเหลี่ยมที่เกิดการแตกหักของหินของหลุมเจาะที่ 3 และพื้นที่ไอเวอร์แลบกับหลุมเจาะที่ 2 คือ

$$\begin{aligned} A_3 &= [1/2 \times 57 \times \{38/2\}] \\ &\quad + [2 \times \{1/2 \times 57 \times 38\}] \\ &= 2,707.5 \text{ ตร.ซม.} = 0.2708 \text{ ตร.ม.} \end{aligned}$$

ดังนั้นจะได้ผลรวมของพื้นที่ของมวลหินที่เกิดการแตกหักหรือแตกร้าวทั้งหมด

$$= 0.2638 + 0.2166 + 0.2708 = 0.7512 \text{ ตร.ม.}$$

ทำให้ได้ปริมาตรของมวลหินที่เกิดการแตกหักหรือแตกร้าวทั้งหมด

$$= 0.7512 \times 0.76 = 0.5709 \text{ ลบ.ม.}$$

หรือแยกเป็นปริมาตรของมวลหินที่เกิดการแตกหักและแตกร้าว ในแต่ละหลุมเจาะคือ

$$V_1 = 0.2005 \text{ ลบ.ม.} \quad V_2 = 0.1646 \text{ ลบ.ม.} \quad V_3 = 0.2058 \text{ ลบ.ม.}$$

ขั้นตอนที่ 3

คำนวณหาหน้าหนักวัตถุระเบิดที่บรรจุลงในหลุมเจาะหนึ่งหลุม

$$\begin{aligned}
 Q &= \text{explosive density} \times \text{volume of charge} \\
 &= (1.14 \text{ กรัม/ลบ.ซม.}) \{ (\pi/4)(1.27)^2(45.72) \} \\
 &= 66.02 \text{ กรัม} = 0.066 \text{ กิโลกรัม}
 \end{aligned}$$

ขั้นตอนที่ 4

หาค่าเฉลี่ยของชิ้นส่วนหินที่แตกหักโดยใช้สูตรเชิงประสมการณ์ของ Kuz-Ram ของแต่ละหลุมเจาะ สำหรับค่า rock factor (A) ของหินปูนเท่ากับ 7 และค่า relative weight strength ของ straight dynamite (ที่ใช้แบบ 60% extra dynamite) เท่ากับ 90

$$\begin{aligned}
 X_1 &= (7) (0.2005/0.066)^{0.8} (0.066)^{0.167} (90/115)^{-0.633} \\
 &= 12.63 \text{ ซม.}
 \end{aligned}$$

$$\begin{aligned}
 X_2 &= (7) (0.1646/0.066)^{0.8} (0.066)^{0.167} (90/115)^{-0.633} \\
 &= 10.86 \text{ ซม.}
 \end{aligned}$$

$$\begin{aligned}
 X_3 &= (7) (0.2058/0.066)^{0.8} (0.066)^{0.167} (90/115)^{-0.633} \\
 &= 12.90 \text{ ซม.}
 \end{aligned}$$

ขั้นตอนที่ 5

คำนวณค่า blasting parameter (n) โดยให้ค่าเบี่ยงเบนมาตรฐาน เท่ากับ 3 มม. (0.003 เมตร)

$$\begin{aligned}
 n &= \{ 2.2 - 14(0.38/12.7) \} \times (1 - 0.003/0.38) \\
 &\quad \times \{ 1 + 0.5(0.57/0.38 - 1) \} \times 0.4572/0.76 \\
 &= 1.329
 \end{aligned}$$

ขั้นตอนที่ 6

คำนวณหาค่าของขนาดอนุภาคที่เด่น (characteristic particle size) จากสมการที่ 3.4

$$X_{c_1} = \text{ขนาดอนุภาคเด่นของหลุมเจาะที่ 1} = 12.63/0.693^{1/1.329} \\ = 16.66 \text{ ซม.}$$

$$X_{c_2} = \text{ขนาดอนุภาคเด่นของหลุมเจาะที่ 2} = 10.79/0.693^{1/1.329} \\ = 14.23 \text{ ซม.}$$

$$X_{c_3} = \text{ขนาดอนุภาคเด่นของหลุมเจาะที่ 3} = 12.90/0.693^{1/1.329} \\ = 17.01 \text{ ซม.}$$

ขั้นตอนที่ 7

คำนวณหาค่าเปอร์เซ็นต์ของชิ้นส่วนหินที่ผ่านตะแกรง จากสมการที่ 3.3 ตัวอย่างวิธีการคำนวณสำหรับขนาดช่องตะแกรง เท่ากับ 3.81 ซม. (1.5 นิ้ว) ของหลุมเจาะที่ 2 ได้แก่

$$\text{เปอร์เซ็นต์ที่ผ่านตะแกรงหลุมที่ 2} = 1 - \exp -[3.81/14.20]^{1.329} \\ = 0.1594 \text{ หรือ } 15.94 \text{ เปอร์เซ็นต์}$$

เมื่อทำการคำนวณค่าทั้ง 3 หลุมเจาะ จะได้ค่าตัวเลขเปอร์เซ็นต์ของอนุภาคที่ผ่านช่องตะแกรง ดังแสดงเป็นตารางที่ 3.1 ข้างล่าง

ตารางที่ 3.1 เปอร์เซ็นต์ชิ้นส่วนหินที่ผ่านช่องตะแกรงโดยใช้สูตรเชิงประสภการณ์

ขนาดช่องตะแกรง (ซม.)	P_{s1} (%)	P_{s2} (%)	P_{s3} (%)
3.81	13.14	15.94	12.80
7.62	29.79	35.36	29.11
15.24	58.88	66.57	57.87
30.48	89.27	93.62	88.60

ขั้นตอนที่ 8

ทำการหาค่าเปอร์เซ็นต์สะสม (cumulative percentage) ของชิ้นส่วนหินที่ผ่านตะแกรง คำนวณโดยสมการที่ 3.11 ซึ่งได้เปอร์เซ็นต์การกระจายขนาดชิ้นส่วนหินทั้งหมด

ตั้งแสดงตัวอย่างไว้ข้างล่าง ส่วนค่าเปอร์เซ็นต์การแตกหักทั้งหมดที่คำนวณได้เทียบกับค่าเปอร์เซ็นต์ที่ทดลองนำชิ้นส่วนหินผ่านตะแกรงของโรงไม้ แสดงไว้ในตารางที่ 3.2

เปอร์เซ็นต์สะสมหรือเปอร์เซ็นต์การกระจายขนาดทั้งหมดของชิ้นส่วน ที่ผ่านตะแกรงช่องตะแกรง 3.81 ซม.

$$= \frac{[0.2005 \times 13.14] + [0.1646 \times 15.94] + [0.2058 \times 12.80]}{0.5709}$$

$$= 7.8925 / 0.5709 = 13.83 \text{ เปอร์เซ็นต์}$$

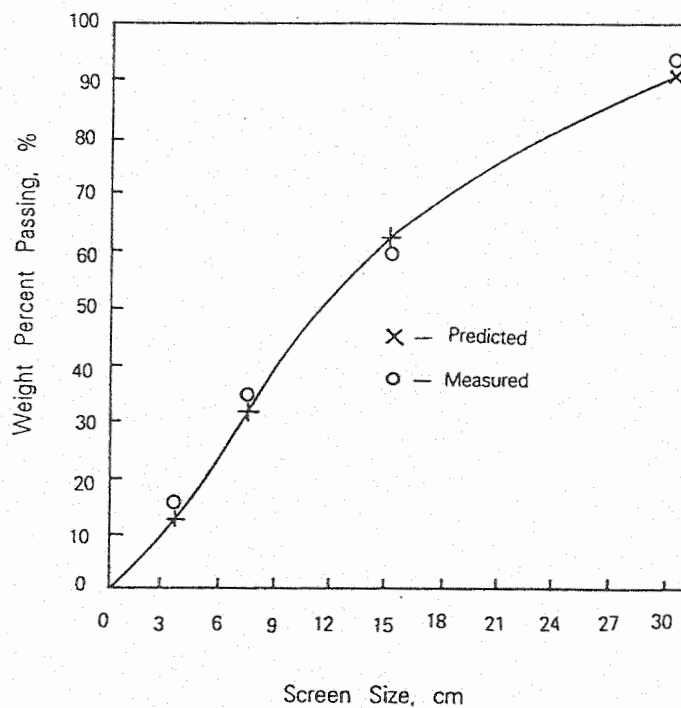
เมื่อนำค่าตัวเลขการคำนวณกับตัวเลขที่ได้จากการตรวจวัดจริงในภาคสนามที่ได้จากการผ่านตะแกรงคัดขนาดของโรงไม้มาเปรียบเทียบกันไว้ในตารางที่ 3.2 ตัวเลขที่คำนวณได้จากการคาดคะเนด้วยวิธีการนี้ เมื่อพิจารณาค่าเปอร์เซ็นต์สะสมที่คาดคะเนว่าจะชิ้นส่วนหินจะผ่านตะแกรง ตั้งแต่ขนาดตะแกรง 3.81 ซม. (1.5 นิ้ว) จนถึงขนาดตะแกรง 20.48 ซม. (12 นิ้ว) เมื่อเทียบกับเปอร์เซ็นต์ขนาดที่วัดผ่านตะแกรงจริง มีความผิดพลาดในการคำนวณสูงสุดไม่เกิน 8% และค่าความผิดพลาดต่ำสุดเพียง 1.2 % เพื่อให้การตรวจสอบของผู้อ่านง่ายขึ้น จึงได้ทำตารางกับรูปกราฟที่พล็อตไว้ในหน้าเดียวกัน (รูปที่ 3.8) ซึ่งเป็นรูปกราฟการกระจายขนาดสะสมที่ผ่านตะแกรง แสดงให้เห็นว่าค่าของการคำนวณ (calculated) กับค่าของตรวจวัด (measured) มีความใกล้เคียงกันมาก แสดงว่าแบบจำลองนี้ใช้ได้ดีกับการระเบิดหินแบบจั่นบันได

หมายเหตุ

สมการที่นำเสนอโดย Adushkin (1952) และนำมาปรับปรุงใหม่ให้ใช้กับเหมืองหินแบบจั่นบันไดโดย Hjelmborg (1983) จุดมุ่งหมายเดิมค่า R ที่เป็นระยะไกลสุด หาจากระยะเบอร์เดนแถวแรกที่ยานกับผิวหน้าอิสระ แต่ถ้ามีผิวหน้าอิสระมากกว่า 1 หน้า อาจเกิดปัญหาว่าระยะ R ที่เป็นระยะไกลสุดไม่ใช่ค่า $R = 47.50$ เซนติเมตร เมื่อหาค่าในแนวแตกจากหลุมเจาะที่ 1 ขนานกับเส้นแนวหลุมเจาะแถวแรก ไปจนถึงผิวหน้าอิสระ จะได้ค่า $R = 53.74$ เซนติเมตร ซึ่งถ้าหากนำค่านี้ไปคำนวณต่อไปก็จะได้ค่าแตกต่างจากที่ได้แสดงไว้นี้ แต่ความผิดพลาดก็เพียง 1-2 % จากค่าระยะ R เดิม

ตารางที่ 3.2 เปอร์เซ็นต์สะสมของหินส่วนหิน ที่ผ่านช่องตะแกรงที่คำนวณมาจากสูตรเชิงประสมการณ์ เทียบกับการค้ขนาดจริงผ่านตะแกรงโรงไม้ (จาก USBM-RI No. 7704 ตารางที่ 6, หน้า 11)

ขนาดช่องตะแกรง (มม.)	ใช้สูตรคำนวณ (%)	ขนาดผ่านตะแกรงจริง (%)
3.81	13.83	14.9
7.62	31.15	33.2
15.24	60.73	60.4
30.48	90.28	95.0



รูปที่ 3.8 การเปรียบเทียบผลของการคำนวณกับการตรวจวัดด้วยวิธีการปรับเส้นโค้งที่ดีที่สุดของกราฟการกระจายขนาดสะสมสำหรับหินส่วนหินที่ผ่านตะแกรง

3.5 โปรแกรมแบบจำลองการแตกหักของหิน เนื่องจากการระเบิด

โปรแกรมแบบจำลองการแตกหักในกรณีที่มีการใช้วัตถุระเบิด จะเขียนตามตัวอย่างที่แสดงไว้ในวางแผนงานระเบิดหินแบบขั้นบันได (หัวข้อ 3.4) รายละเอียดเพิ่มเติมมีดังนี้

3.5.1 ลักษณะของรูปแบบทั่วไปของโปรแกรมแบบจำลอง

โปรแกรมคอมพิวเตอร์สำเร็จรูปที่เขียนขึ้นมาใช้ภาษา Delphi ที่ compiled ผ่าน Borland compiler และยังมีชื่อเรียกว่า FRAGMENTATION ขั้นตอนของโปรแกรมมีหลักการคำนวณตามขั้นตอนที่ได้แสดงไว้ในหัวข้อ 3.4

การใช้ก็เลือกผ่านเมนูหลัก และป้อนค่าข้อมูลคิบบของรูปแบบการเจาะระเบิดหน้าเหมืองหิน กับข้อมูลคิบบของคุณสมบัติมวลหินและวัตถุระเบิด จากนั้นโปรแกรมจะทำการคำนวณและแสดงเป็นรูปตัวเลขผลลัพธ์และภาพกราฟฟิก ตัวอย่างตารางค่าผลลัพธ์ที่คำนวณได้กับภาพกราฟฟิกของพื้นที่การแตกหักได้แสดงไว้ในหน้าถัดไป

3.5.2 จำกัดการใช้โปรแกรมคาดคะเนการแตกหักของหิน

เนื่องจากสูตรเชิงประสภการณ์ที่นำมาใช้มีจำกัดของการคาดคะเนผลลัพธ์ ดังนั้นโปรแกรมการคาดคะเนการแตกหักของหินก็จะมีจำกัดด้วยเช่นกัน จำกัดการใช้โปรแกรมสำเร็จรูปของงานวิจัยหัวข้อนี้ ได้แก่

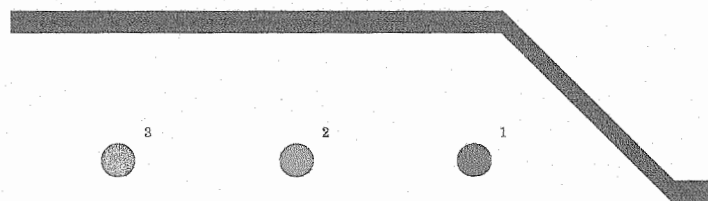
1. อัตราส่วนของ S/B ไม่เกิน 2 จำนวนแถวของการระเบิดไม่เกิน 3 แถว
2. หากจะใช้โปรแกรมกับหินชนิดใด ผู้ใช้ต้องป้อนค่าตัวเลขคุณสมบัติหินเอง
3. หากจะใช้โปรแกรมกับวัตถุระเบิดชนิดใด ผู้ใช้ต้องป้อนค่าตัวเลขคุณสมบัติวัตถุระเบิดลงในเมนูเอง
4. กรณีที่มีการระเบิดมากกว่า 1 แถว โปรแกรมจะทำการกำหนดระยะเบอร์เดนแถวแรก ให้เท่ากับระยะเบอร์เดนแถวหลัง โดยอัตโนมัติ แต่ถ้าหากผู้ใช้ต้องการให้ระยะเบอร์เดนแถวแรกเป็นไปตามสูตรเชิงประสภการณ์ที่เสนอโดย Institution of Mining and Metallurgy (IMM) ก็สามารถเลือกเมนูแบบเพื่อเลือก (option) ได้ โปรแกรมจะคำนวณระยะเบอร์เดนแถวแรกให้ แต่ผู้ใช้โปรแกรมจะต้องป้อนข้อมูลคิบบระยะเบอร์เดนแถวที่ 2 หรือแถวที่ 3 เอง (จะป้อนข้อมูลคิบบระยะเบอร์เดนแถวที่ 2 ไม่เท่ากับระยะเบอร์เดนแถวที่ 3 ก็ได้)
5. การใช้แก๊สไฟฟ้าจังหวะถ่วง ที่มีเบอร์ของแก๊สไฟฟ้าในแถวเดียวกันไม่เท่ากันในแถวเดียวกัน ตามแบบตัวอย่างของหัวข้อที่ 3.4 เป็นสิ่งที่ไม่ค่อยปฏิบัติกันบ่อยนักในการระเบิดจริงภาคสนาม ซึ่งการคำนวณปริมาตรหินที่แตกหักก็จะคำนวณแยกพร้อมกันทีละ

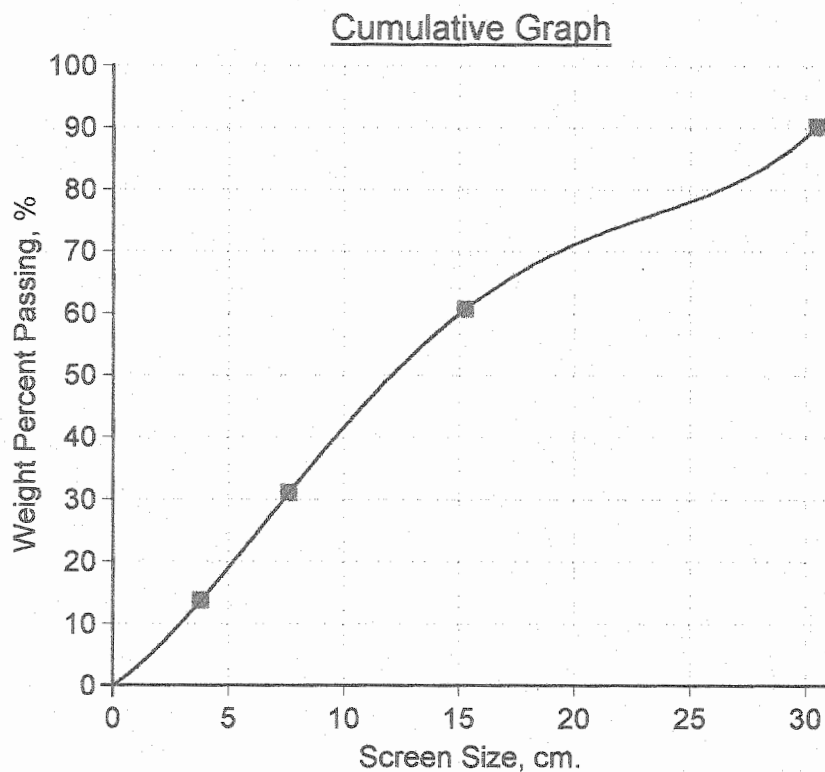
หลุมเจาะ ถ้าหากมีแถวของการระเบิดติดครั้งมากกว่า 1 แถว ก็จะสมมุติให้คำนวณให้มวลหินแถวแรกแตกหักหมดก่อน มีผลทำให้แนวหลุมเจาะแถวแรกเป็นผิวหน้าอิสระของแถวที่สองโดยอัตโนมัติ ในทำนองเดียวกัน เมื่อจะคำนวณปริมาตรหินของแถวที่ 3 ก็ใช้หลักการเดียวกัน

ตารางที่ 3.3 ค่าคุณสมบัติหินและวัตถุระเบิด และผลลัพธ์ที่ได้จากการคำนวณและรูปสเก็ทซ์แบบเรขาคณิตของแพตเทิร์นการระเบิดน้ำเหมือง

Rock Fragmentation Prediction			
Data Input			
Number of Rows	1	Number of Holes in the first Row	3
Blast Hole Diameter, m.	0.0127	Bench Height, m.	0.76
Burden, m.	0.38	Spacing, m.	0.57
Powder Factor, kg/m ³	0.37	P Wave Propagation Velocity, m/s	5765.60
Young Modulus of Rock, kN/m ²	55160000.0	Rock Density, kg/m ³	2700.00
Tensile Strength of Rock, kN/m ²	5081.62	Rock Factor	7.00
Type of Explosive	User Defined	Explosive Energy, KJ/kg	3683.24
Explosive Column Length, m.	0.46		

Calculated Results			
Screen Size, cm.	Cumulative Percentage	Screen Size, cm.	Cumulative Percentage
3.81	13.83	15.24	60.73
7.62	31.15	30.48	90.28





รูปที่ 3.9 กราฟเส้นโค้งที่ได้จากการลากเชื่อมต่อเปอร์เซ็นต์การแตกหักสะสมของชิ้นส่วนหินที่ได้จากการคัดตะเอนตามขนาดตะแกรง 4 ช่อง

6. ถ้าหากในการปฏิบัติการถ้ำคสนาม มีการใช้แก๊สไฟฟ้าจังหวะถ่วงเบอร์เดียวกันในแถวเดียวกัน ที่เรียกว่า row delays ก็ให้คำนวณปริมาตรหรือพื้นที่หินในแถวเดียวกันรวมกันหมดของทุกหลุมเจาะในแถวเดียวกัน การคำนวณค่าของน้ำหนักวัตถุระเบิดก็ต้องรวมกันสำหรับทุกหลุมเจาะในแถวเดียวกัน จากนั้นก็คำนวณตนเองเดียวกับหัวข้อย่อยข้างบน ถ้าหากมีแถวของการระเบิดหินต่อครั้งมากกว่า 1 แถว

การปฏิบัติงานระเบิดเพื่อพัฒนาเหมืองหิน เพื่อนำหินที่บดย่อยได้ขนาดแล้วมาใช้เป็นวัตถุดิบของงานอุตสาหกรรมก่อสร้างและอุตสาหกรรมซีเมนต์ มักใช้การระเบิดแบบที่มีแก๊สไฟฟ้าจังหวะถ่วงเบอร์เดียวกันในแถวเดียวกัน เพราะสะดวกในการปฏิบัติงานจริง และแพดเทิร์นของการระเบิดไม่ยุ่งยากมากเกินไป ทั้งยังเสียค่าใช้จ่ายต่ำกว่าการใช้แก๊สไฟฟ้าจังหวะถ่วงหลายเบอร์ในแถวเดียวกัน แต่ข้อเสียทางด้านผลกระทบต่อสิ่งแวดล้อม เช่น การสั่นสะเทือนหรือเสียงดังจากการระเบิดย่อมสูงกว่า เพราะเป็นการยกมวลสารด้วยแรงระเบิดในคราวเดียวกันสำหรับปริมาตรของมวลสารที่มากกว่าการใช้แก๊สไฟฟ้าต่างเบอร์ในแถวเดียวกัน

บทที่ 4

การตรวจวัดการแตกหักจากการ ระเบิดหินภาคสนาม

การศึกษาวิเคราะห์การแตกของหิน (fragmentation) จากการระเบิดหินเพื่ออุตสาหกรรมซีเมนต์ภายในประเทศ มีการตรวจวัดที่หน้าเหมืองหินโดยทีมงานภาคสนามที่มีรองศาสตราจารย์ ดร. สง่า ตั้งชวาล เป็นหัวหน้าโครงการ ได้ทำงานควบคู่กับงานวิจัยโครงการสิ่งประดิษฐ์ประเภทโปรแกรมคอมพิวเตอร์ของโครงการนี้

งานวิจัยโครงการอื่นบางโครงการได้ทำรายงานงานวิจัยเสร็จสิ้นสมบูรณ์แล้ว (สง่า ตั้งชวาล และฉดับ บัทมสุต, 2539) แต่งานวิจัยบางโครงการก็ยังคงดำเนินการอยู่ในปัจจุบัน (สง่า ตั้งชวาล และคณะ, 2540) ผู้วิจัยโครงการสิ่งประดิษฐ์จึงได้เลือกเฉพาะงานภาคสนามที่เกี่ยวข้องกับการตรวจวัดการแตกหักของหินจากการระเบิดจริง เพื่อพัฒนาเหมืองหินปูนในอุตสาหกรรมซีเมนต์เฉพาะในเขตจังหวัดสระบุรี และนำผลการตรวจวัดมาศึกษาวิธีการที่จะประยุกต์ใช้กับโปรแกรมสำเร็จรูปที่เขียนขึ้นมาี้ รวมทั้งอุปสรรคที่จะทำให้การใช้โปรแกรมไม่ได้ ตลอดจนข้อเสนอแนะในอนาคตที่จะมีการปรับปรุงโปรแกรม

4.1 วิธีการประเมินผลและเก็บข้อมูล

การประเมินผลให้ได้ค่าเชิงวิเคราะห์ (quantitative) การแตกหักหินจากการระเบิดจริงนั้น วิธีการที่ดีที่สุดคือ ทำการคัดขนาดหินทั้งกองโดยผ่านแกรงคัดขนาด แต่ละวิธีการนี้เป็นสิ่งที่ปฏิบัติได้ยากสำหรับหน้าเหมืองที่กำลังพัฒนา และ ไม่ได้ได้รับความร่วมมือจากเหมืองหินที่ทีมงานผู้วิจัย ไปตรวจวัด สาเหตุหลักเพราะจะทำให้งานทั้งระบบต้องช้าลงไป ไม่คุ้มค่าในเชิงเศรษฐกิจ และทางบริษัทยังไม่มียุทธศาสตร์ที่จะทดลองทำเช่นนั้น

ทางทีมงานวิจัยจึงเพียงได้ทำการศึกษาตรวจวัดโครงสร้างและชนิดของหิน รวมทั้งทำการถ่ายรูปหน้าเหมืองก่อนมีการระเบิด และภายหลังที่มีการระเบิดจริงเสร็จสิ้นไปแล้ว ซึ่งเป็นวิธีการประเมินผลแบบตรวจสอบด้วยตาเปล่า (visual aid analysis) ปกกับการวิเคราะห์ผลจากการถ่ายรูป (photographic method) มีการทำการนับ (counting) ขนาดก้อนหินภาคสนาม กรณีที่ขนาดหินก้อนใหญ่เกินขนาด (oversize boulders) มีการ

จذبบันทึกมิติก่อน โดยเลือกขนาดก้อนที่มีความยาวด้านยาวที่สุดตั้งแต่ 50 ซม. จนถึงขนาดที่โตกว่า 2.0 เมตร การนับขนาดพยายามนับในช่วงที่รถดักทำการเกลี่ย ตัก และขุดจนก้อนหินที่แตกหักใส่รถบรรทุก (truck) ต่อมาก็ทำการนับจำนวนรถบรรทุกทั้งหมดที่จะป้อนหินเข้าสู่เครื่องบดย่อยหิน (crusher) เมื่อนับได้ครบแล้วจึงคำนวณปริมาณหิน และเทียบหินขนาดต่าง ๆ คำนวณเป็นเปอร์เซ็นต์จากปริมาณหินทั้งหมด

อนึ่งในช่วงของการนับขนาดนั้น ทางเหมืองก็ได้มีการขุดค้ำขนย้ายหินตลอดเวลาทั้งกลางวันและกลางคืน ซึ่งก็ต้องอาศัยวิศวกรประจำเหมืองและไฟร์แมนหน้าเหมืองช่วยจดบันทึกหรือประมาณการให้

4.2 ผลการทดลองวัดขนาดของหินที่แตกหักจากการระเบิด

ผลการตรวจวัดการแตกหัก ที่มีการบันทึกผลตั้งแต่ในช่วงต้นปี 2538 จนถึงกลางปี 2540 นี้ ได้เลือกเฉพาะผลที่ได้จากเหมืองหินแบบขี้มนโคขนาดใหญ่ และเป็นเหมืองหินปูนที่ผลิตหินมาใช้ในอุตสาหกรรมซีเมนต์ เนื่องจากรายละเอียดมีมากพอสมควร และการบันทึกหลายรายการยังไม่มีผลการวิเคราะห์ผลเนื่องจากโครงการวิจัยกำลังดำเนินการอยู่ ผู้วิจัยจึงได้คัดเลือกผลการบันทึกการตรวจวัดภาคสนาม สำหรับเหมืองหินปูนแบบขี้มนโคในเขตจังหวัดสระบุรี ไว้ในภาคผนวก ที่อยู่หลังบทสรุปของรายงานฉบับนี้

4.2.1 ตัวอย่างผลการตรวจวัดการแตกหักของหินภาคสนาม

ภาพถ่ายในรูปที่ 4.1 และรูปที่ 4.2 เป็นภาพถ่ายหน้าเหมืองหินก่อนที่จะทำการระเบิดและภายหลังจากการระเบิดแล้ว ส่วนตารางที่ 4.1 ถึงตารางที่ 4.2 ในอีกสองหน้าถัดไป เป็นผลการตรวจวัดการแตกหักของหินปูนจากการระเบิดเพื่อพัฒนาหน้าเหมืองหินแบบขี้มนโคขนาดใหญ่ โดยเลือกมาจากการตรวจวัดที่ บริษัท ปูนซีเมนต์เอเชีย จำกัด กับที่เหมืองหินปูนเขาวง ของบริษัท ซีเมนต์ไทย จำกัด (มหาชน) ในเขตพื้นที่อำเภอพระพุทธบาท สระบุรี ข้อกำหนดในการคำนวณค่าการแตกหัก (fragmentation) เป็นเปอร์เซ็นต์นี้ ขนาดของก้อนหินที่มีความยาวของก้อนน้อยกว่า 0.5 เมตร ได้จาก 100 ลบด้วยเปอร์เซ็นต์ของขนาดที่โตกว่า 0.5 เมตร ทั้งนี้เมื่อรวมค่าตัวเลขเปอร์เซ็นต์ของหินทั้งกองอาจไม่ได้ 100% เนื่องจากก้อนหินบางส่วนสูญหายไปในลักษณะของหินปลิว (fly rock) เมื่อเขียนกราฟเพื่อหาความสัมพันธ์ในเชิงการแจกแจงการกระจายขนาด (size distribution) จะได้ดังรูปที่ 4.3 และรูปที่ 4.4 ได้ตารางที่ 4.1 และตารางที่ 4.2 ตามลำดับ



a.



b.

รูปที่ 4.1 ภาพถ่ายหน้าเหมืองก่อนและหลังการระเบิดเมื่อวันที่ 10 ก.พ.38 ที่ Asia Cement

a) หน้าเหมืองก่อนการระเบิด

b) หน้าเหมืองหลังการระเบิด



a.



b.

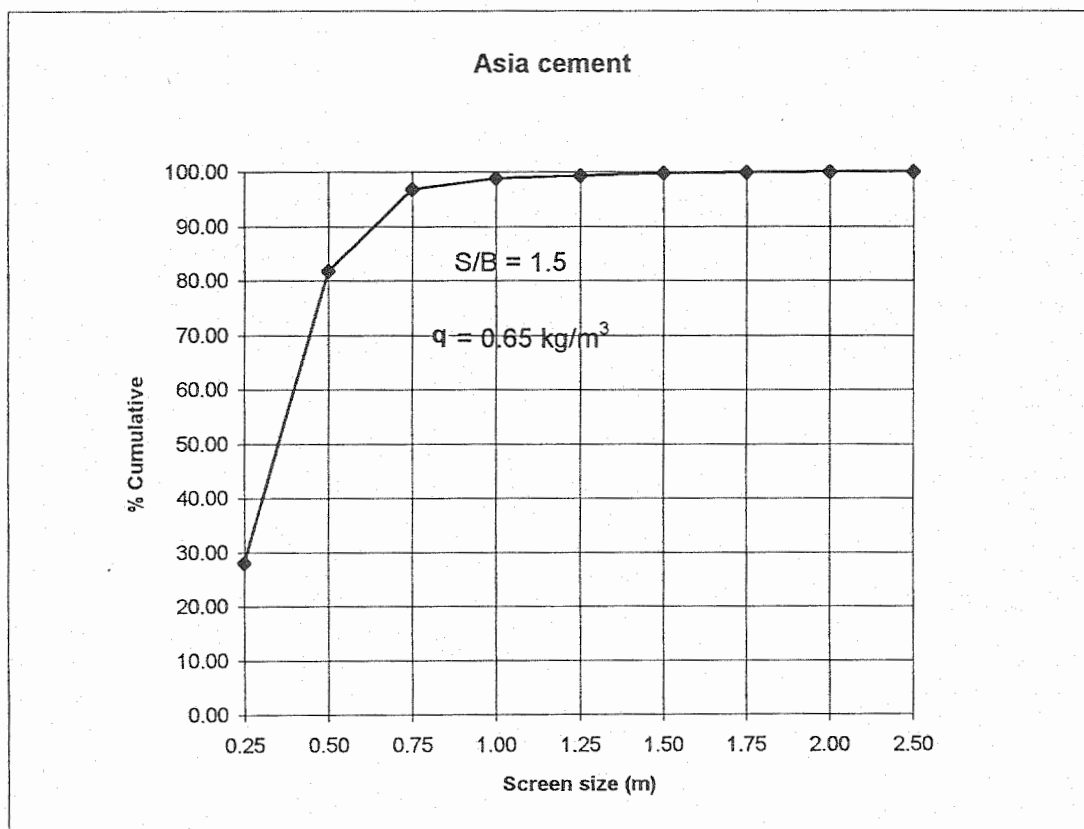
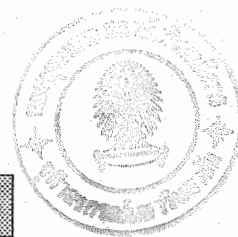
รูปที่ 4.2 ภาพถ่ายหน้าเหมืองก่อนและหลังการระเบิดเมื่อวันที่ 8 มี.ค.38 ที่ Siam Cement

a) สภาพหน้างานก่อนการระเบิด

b) สภาพหน้างานหลังการระเบิด

ตารางที่ 4.1 เปอร์เซนต์การแตกหักของหินที่ขนาดต่างๆ ที่หน้าเหมือง
ของบริษัทปูนซีเมนต์เอเชีย จำกัด

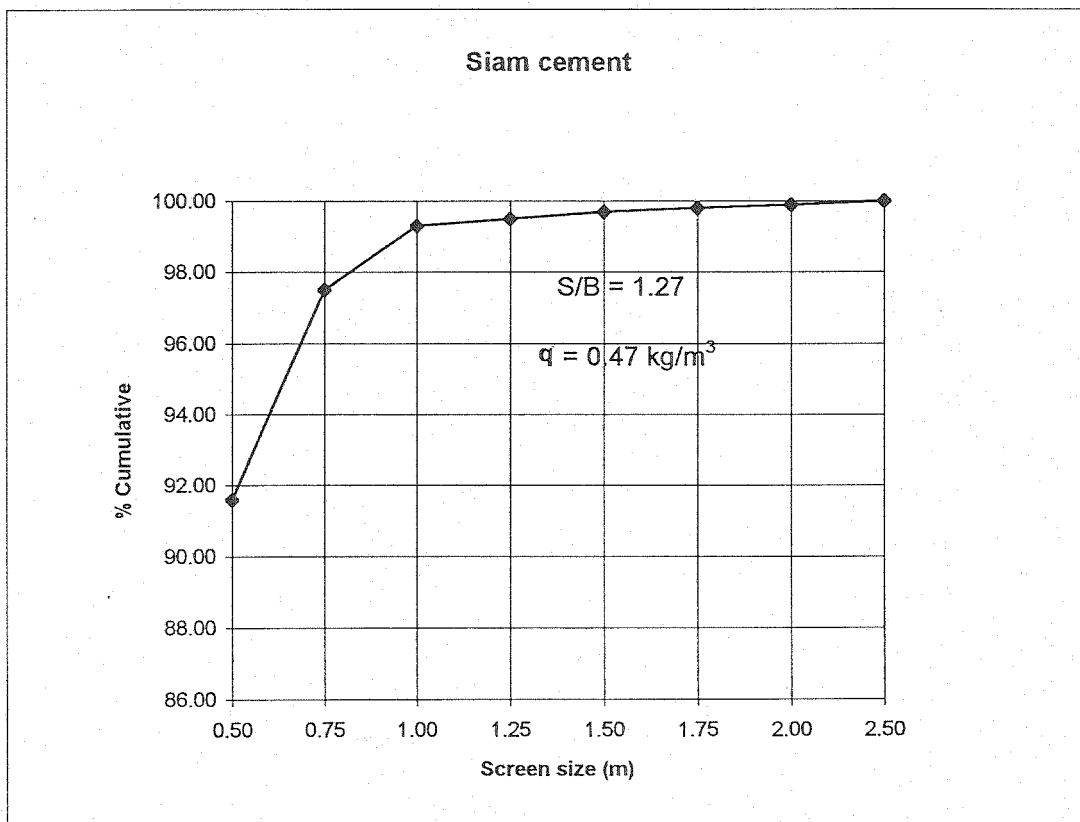
Screen Size (m)	% Passing	% Cumulative
0.25	28.00	28.00
0.50	53.80	81.80
0.75	15.00	96.80
1.00	2.00	98.80
1.25	0.50	99.80
1.75	0.10	99.90
2.00	0.05	99.95
2.50	0.05	100.00



รูปที่ 4.3 กราฟแสดงการกระจายขนาดของหินที่ผ่านตะแกรง
จากการระเบิดหิน เมื่อวันที่ 8 ก.พ. 2538

ตารางที่ 4.2 เปอร์เซ็นต์การแตกหักของหินที่ขนาดต่าง ๆ ที่หน้าเหมือง
โรงงานเขาวง บริษัท ปูนซิเมนต์ไทย จำกัด (มหาชน)

Screen Size (m)	% Passing	% Cumulative
0.50	91.60	91.60
0.75	5.90	97.50
1.00	1.80	99.30
1.25	0.20	99.50
1.50	0.20	99.70
1.75	0.10	99.80
2.00	0.10	99.90
2.50	0.10	100.00



รูปที่ 4.4 กราฟแจกแจงการกระจายขนาดของหินที่ผ่านตะแกรง จากการ
ระเบิดหิน เมื่อวันที่ 14 มี.ค. 2538 (หน้า B +243)

4.2.2 การประเมินผลจากขนาดที่แตกหัก

ผลการทดลองจากการระเบิดจริงของทั้งสองเหมือง เมื่อทำการนับขนาดที่โตเกินความต้องการ (oversize) ของเหมืองละ 2 หน้างาน ซึ่งทำการตรวจวัดระหว่างเดือนกุมภาพันธ์ถึงเดือนมีนาคม 2538 ได้ผลดังนี้

1. บริษัทปูนซีเมนต์เอเชีย จำกัด

หน้างานที่ 1 ขนาด oversize เท่ากับ 13.50%

หน้างานที่ 2 ขนาด oversize เท่ากับ 6.40%

2. บริษัทปูนซีเมนต์ไทย จำกัด (มหาชน) เหมืองหินปูนเขาวง

หน้างานที่ 1 (B +243) ขนาด oversize เท่ากับ 10.70%

หน้างานที่ 2 (B +260) ขนาด oversize เท่ากับ 0.70%

จากผลการนับขนาดที่ได้เปอร์เซ็นต์ oversize ของเหมืองหินปูนทั้งของบริษัทปูนซีเมนต์เอเชีย จำกัด กับเหมืองหินปูนเขาวง บริษัทปูนซีเมนต์ไทย จำกัด (มหาชน) มีแนวโน้มแสดงว่าผลการระเบิดของ บริษัทปูนซีเมนต์เอเชีย จำกัด จะได้ ขนาดของหินก้อนโตมากกว่า ของเหมืองหินปูนเขาวง บริษัทปูนซีเมนต์ไทย จำกัด (มหาชน)

4.2.3 การวิเคราะห์เปรียบเทียบการแตกหักของหิน

เมื่อวิเคราะห์ผลของขนาดการแตกหักที่ได้จากทั้งสองเหมือง โดยใช้สมการแบบจำลองของ Kuz-Ram ได้ความสัมพันธ์ดังนี้

$$X_m = A(V_0 / Q_0) Q_0^{1/6} (S_t/115)^{-19/30}$$

เมื่อ

X_m = ขนาดเฉลี่ยของก้อนหินที่แตกหัก (เซนติเมตร)

A = ตัวประกอบชนิดหิน มีค่าเท่ากับ 7 สำหรับหินแข็งปานกลาง มีค่า 10 สำหรับหินแข็ง และมีค่า 13 สำหรับหินแข็งที่มีรอยแตกต่ำกว่าปกติ โดยทั่วไป ค่า A จะมีค่าระหว่าง 8 ถึง 12 แต่สำหรับการวิเคราะห์กรณีนี้เป็นหินปูนซึ่งมีความแข็งปานกลาง จึงใช้ค่า A = 7

V_0 = ปริมาตรหินที่แตกต่อรูเจาะ (ลูกบาศก์เมตร) ซึ่งมีค่าเท่ากับ $\text{burden} \times \text{spacing} \times \text{bench height}$

Q_0 = มวลของวัตถุระเบิดต่อรู

S_c = แรงดันสัมพัทธ์จากน้ำหนักวัตถุระเบิด (relative weight strength), ANFO = 100

a) ผลการวิเคราะห์ด้วยสมการแบบจำลอง Kuz-Ram ณ หน้าเหมืองหิน บริษัทปูนซีเมนต์เอเชีย จำกัด

$$\begin{aligned} V_0 &= \text{burden} \times \text{spacing} \times \text{bench height} \\ &= 3.5 \times 4.5 \times 14 = 220.5 \text{ ลูกบาศก์เมตร} \end{aligned}$$

$$Q_0 = 120 \text{ กิโลกรัม/หลุมเจาะ}$$

ดังนั้น

$$\begin{aligned} X_m &= 7(220.5/120)(120)^{1/6} (100/115)^{-19/30} \\ &= 31.21 \text{ เซนติเมตร} \end{aligned}$$

b) ผลการวิเคราะห์ด้วยสมการแบบจำลอง Kuz-Ram ณ หน้าเหมืองหิน บริษัทปูนซีเมนต์ไทย จำกัด (เขาวง)

$$V_0 = 5.5 \times 7 \times 17 = 654.5 \text{ ลูกบาศก์เมตร}$$

$$Q_0 = 250 \text{ กิโลกรัม/หลุมเจาะ}$$

ดังนั้น

$$\begin{aligned} X_m &= 7(654.5/250)(250)^{1/6} (100/115)^{-19/30} \\ &= 50.25 \text{ เซนติเมตร} \end{aligned}$$

จากสมการแบบจำลองของ Kuz-Ram สามารถคาดคะเนค่าเฉลี่ยของขนาดก้อนหินที่เกิดการแตกหัก (X_m) ที่เหมืองหินปูนของ บริษัทปูนซีเมนต์เอเชีย จำกัด มีค่าเท่ากับ 31.21 เซนติเมตร

ส่วนที่เหมืองหินปูนเขาวง บริษัทปูนซีเมนต์ไทย จำกัด (มหาชน) มีค่าเฉลี่ยของก้อนหินที่แตกหัก เท่ากับ 50.25 เซนติเมตร ผลลัพธ์จากค่าที่คำนวณได้นั้น คาดคะเนผลการระเบิดได้ว่า ขนาดเฉลี่ยของการแตกทั่วไปจะมีขนาดเล็กตั้งแต่ 50 เซนติเมตรลงไป ซึ่งเมื่อพิจารณาจากการเก็บข้อมูลที่ได้จากภาคสนามแล้ว พบว่าแนวโน้มเป็นไปตามทฤษฎีทั้งสองเหมือน อย่างไรก็ตามค่าขนาดเฉลี่ยของหินที่คำนวณได้จากทฤษฎีนั้น ก็ไม่สามารถบ่งได้ว่าผลการระเบิดของเหมืองที่มีค่าขนาดเฉลี่ยก้อนเล็กกว่า จะดีกว่าขนาดเฉลี่ยก้อนที่โตกว่า

สาเหตุหลักที่ทำให้การคาดคะเนผลเบี่ยงเบนไปจากสูตรเชิงประสพการณ์ที่เสนอแนะ
ทั้งนี้เนื่องจากปัจจัยอย่างอื่น ดังต่อไปนี้

1) สภาพโครงสร้างทางธรณีวิทยา

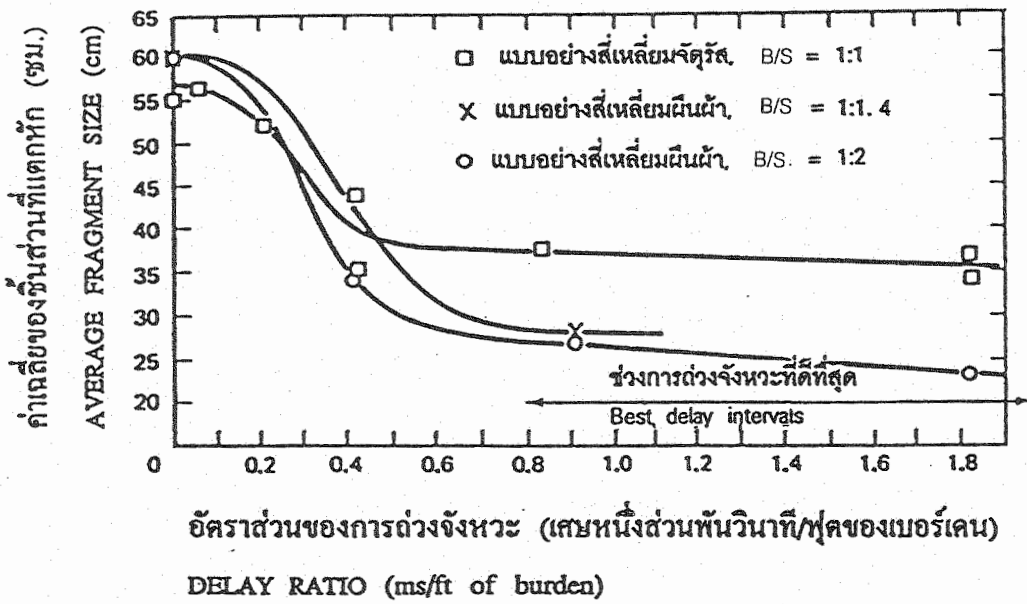
เนื่องจากเหมืองหินปูน บริษัทปูนซีเมนต์เอเชีย จำกัด มีลักษณะโครงสร้างของหิน
หินเป็นโพรง (void) รอยแตกแยกของชั้นหินมาก ทำให้ผลการระเบิดได้หินขนาดก้อนโต
ในปริมาณที่มากกว่า ส่วนที่เหมืองหินปูนเขาวง บริษัท ปูนซีเมนต์ไทย จำกัด ลักษณะของ
ชั้นหินปูนมีลักษณะเป็นเนื้อแน่น (massive) มีโพรงและรอยแตกแยกของชั้นหินน้อย ทำให้
ผลการระเบิดออกมาดี คือ ได้หินที่แตกจากการระเบิดมีขนาดก้อนเล็กกว่า

2) รูปแบบของการระเบิด

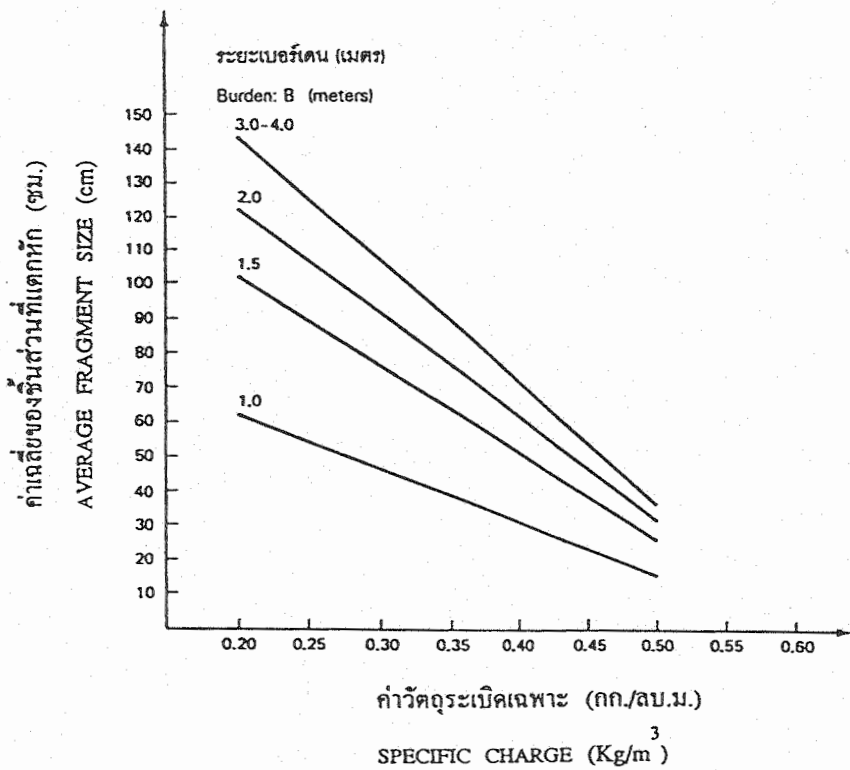
รูปแบบของแบบอย่างหรือแพทเทิร์นการระเบิดที่แตกต่างกันของทั้ง 2 เหมือง มีผล
ต่อการแตกหักของหิน ดังนี้

2.1) จำนวนแก๊ปจันทวะถ่วงระหว่างแถว (delay) ของการระเบิดจริง ส่วนใหญ่
จะเป็นการระเบิดหลายแถว (multiple-row blasts) ขณะที่มีการระเบิดหินของแถว
แรกจะทำให้หินได้รับความกดดัน ดังนั้นพอมีการระเบิดแถวที่สองจะช่วยเสริมพลังงานใน
การแตกหักให้กับหินแถวแรกที่ได้รับคามกดดันอยู่แล้ว ดังนั้นการเพิ่มจำนวนเบอร์แก๊ป
จันทวะถ่วงในแต่ละแถวมากขึ้น จะทำให้มีพลังงานช่วยเสริมในการบดขยี้ให้หินแตกดีมากขึ้น
เพราะว่าการเว้นช่วงเวลากการระเบิดหลายครั้งจะทำให้เกิดการเสริมกันของพลังงานเกิด
หลายครั้งขึ้น ซึ่งการที่เหมืองหินปูนเขาวง บริษัทปูนซีเมนต์ไทย จำกัด ใช้จำนวนเบอร์ของ
แก๊ปถ่วงจันทวะ (delay) มากกว่าทำให้ผลการระเบิดได้ขนาดก้อนเล็กกว่า

2.2) ค่าอัตราส่วนระหว่าง สเปซซิง/เบอร์เดน (S/B) ที่เหมาะสมควรอยู่
ระหว่าง 1.2-2.0 จากการศึกษาการแตกของหินที่เพาเคอร์แพคเคอร์มีค่าคงที่ค่าใด
ค่าหนึ่ง ระยะเวลาระหว่างการถ่วงเวลาของการจุดระเบิดของแต่ละหลุมในแถวเดียวกัน
จะต้องมีค่าอย่างน้อย 1 เศษหนึ่งส่วนพันวินาที/ฟุต จากการทดลองจุดระเบิด (Bergmann
et al., 1974) ที่ต่อแบบอนุกรมแถวเดียวจำนวน 5 หลุม นำผลมาเขียนกราฟได้ดังรูป
ที่ 4.5 นำผลการทดลองจากค่าอัตราส่วนระหว่างระยะสเปซซิงกับระยะเบอร์เดน (S/B)
จำนวน 3 ค่า คือค่า $S/B = 1, 1.4$ และ 2.0 ซึ่งค่าเฉลี่ยของการแตกหักจะมีค่าคงที่
เมื่ออัตราส่วนของช่วงเวลาจันทวะถ่วงต่อระยะห่างระหว่างแถว (delay ratio) มาก
กว่า 0.7 เศษหนึ่งส่วนพันวินาที/ฟุต



รูปที่ 4.5 กราฟการแสดงผลของระยะเวลาถ่วงจังหวะ กับขนาดเฉลี่ยการแตกหักที่ ค่าเพาเคอร์แฟกเคอร์ คงที่ (จาก Bergmann et al., 1974)



รูปที่ 4.6 ขนาดของค่าเฉลี่ยการแตกหักของหินที่ขึ้นอยู่กับค่าเพาเคอร์แฟกเคอร์ และระยะเบอร์เคน (จาก Gustafsson, 1981)

3) ค่าเพาเคอร์แฟกเตอร์ (powder factor)

ปริมาณน้ำหนักวัสดุระเบิดสูงสุดต่อจังหวะถ่วง (powder factor หรือเรียกว่า specific charge) จะต้องมีค่ามากพอที่จะทำให้หินแตก จากรูปที่ 4.6 แสดงว่า เมื่อค่าเพาเคอร์แฟกเตอร์มากขึ้น ขนาดเฉลี่ยการแตกหักของก้อนหินก็จะยังมีขนาดเล็กลง จากการทดลอง พบว่า บริษัท ปูนซีเมนต์เอเชีย จำกัด ใช้ค่า เพาเคอร์แฟกเตอร์ มากกว่าของ บริษัท ปูนซีเมนต์ไทย จำกัด (มหาชน) จึงทำให้ได้ค่าเฉลี่ยของก้อนหินที่แตกจากการระเบิดมีขนาดเล็กกว่า

บทที่ 5

การประเมินประสิทธิภาพของการระเบิดหิน

เมื่อมีการระเบิดหินในภาคสนามเกิดขึ้น จากลักษณะของภูมิประเทศที่เป็นอยู่ การออกแผนงานระเบิดเพื่อให้มีประสิทธิภาพงานระเบิดที่ดี ได้แก่ การพยายามหาทางปรับปรุงให้คลื่นพัลส์จากการระเบิดมีความดันเต็มพิคคที่บินไปได้ในเชิงทฤษฎี

การทำเหมืองหินแบบขี้มันไค ถ้าหากมีการวางแผนและมีแนวทางในการปฏิบัติงานที่ดี การเพิ่มประสิทธิภาพของการระเบิดหิน เพื่อให้มีผลลัพธ์ของการแตกหักของมวลสารที่ดี ตลอดจนควบคุมค่าใช้จ่ายให้อยู่ในระดับที่ไม่สูงเกินไป

ดังนั้นในการเพิ่มประสิทธิภาพนั้น ต้องทำความคู่กับการวิเคราะห์ค่าใช้จ่ายในงานการระเบิดสำหรับเหมืองหินแต่ละแห่งด้วย เพื่อให้คุ้มค่าเชิงเศรษฐกิจและการลงทุน

5.1 การประเมินหาจุดเหมาะสมสำหรับค่าใช้จ่าย

ค่าใช้จ่ายในการพัฒนาเหมืองหินทั้งระบบ ไม่ได้มีแค่การเจาะหลุมเจาะและงานการระเบิดหิน ซึ่งค่าใช้จ่าย 2 เรื่องนี้อาจไม่ใช่ค่าการลงทุนส่วนใหญ่ก็ได้ (ดูตารางที่ 5.1) การบริหารค่าใช้จ่ายของการพัฒนาเหมืองหินทั้งระบบอย่างมีประสิทธิภาพ จำเป็นต้องคำนึงถึงค่าใช้จ่ายอื่นที่อยู่ในกระบวนการเปิดหน้าเหมือง เช่นค่าใช้จ่ายในการขนย้ายวัสดุ ค่าใช้จ่ายในการบดขยี้หิน เป็นต้น ทั้งนี้เพราะว่าจากตารางที่ 5.1 ค่าใช้จ่ายในการเจาะและการระเบิดหินเป็นเพียงแค่ 8 เปอร์เซ็นต์ของค่าใช้จ่ายทั้งหมดของกระบวนการพัฒนาหน้าเหมือง

ในหลายกรณี เมื่อทำการเปลี่ยนแบบแผนการระเบิด ค่าใช้จ่ายต่าง ๆ ก็จะแปรเปลี่ยนตามไปด้วย ส่วนใหญ่ถ้าทำการลดปริมาตรของมวลหินที่จะทำการระเบิดลงจากเดิม ค่าใช้จ่ายในการเจาะและระเบิดและจำนวนปริมาณของวัตถุระเบิดที่ใช้จะลดน้อยลง

เมื่อมีการระเบิดมวลหินที่มีปริมาตรลดลงกว่าเดิม ซึ่งส่วนของการแตกหักของหินจะมีขนาดดีขึ้นและสม่ำเสมอ ผลลัพธ์ต่อเนื่องของกรณีนี้ ก็คือ สามารถที่จะลดค่าใช้จ่ายในการระเบิดขยี้ให้หินมีขนาดเล็ก เข้าปากไม่ได้ และเมื่อผลของการระเบิดหินมีประสิทธิภาพดีได้ขนาดของหินที่แตกหักใกล้เคียงกับค่าใช้จ่ายในการบดขยี้หินก็ยิ่งลดลงไปด้วย

ตารางที่ 5.1 การกระจายค่าใช้จ่ายในการพัฒนาเหมืองหินทั้งหมด
(จาก White and Robinson, 1995, หน้า 205)

กระบวนการ	เปอร์เซ็นต์ที่เทียบกับค่าใช้จ่าย ในการปฏิบัติงานทั้งหมด
เจาะและระเบิดหิน (Drilling and Blasting)	8
การโหลดและขนย้ายวัสดุ (Loading and Hauling)	25
กระบวนการร่วมอื่น เช่น การบดย่อย (Crushing) การคัดขนาด (Screening) การสต็อกมวลวัสดุ (Stockpiling)	30
การบำรุงรักษาเครื่องมือ (Equipment Maintenance)	14
กระบวนการอื่น ๆ (Others)	23

5.2 ค่าใช้จ่ายที่แท้จริงในการเจาะระเบิด

หัวข้อของการวิจัยในโครงการนี้ จะเกี่ยวข้องกับค่าใช้จ่ายที่แท้จริงในการระเบิดหิน (real cost of blasting) ในเชิงปฏิบัติงาน ค่าใช้จ่ายหลักจะเป็นค่าใช้จ่ายในการเจาะหลุมระเบิดกับค่าใช้จ่ายของวัตถุระเบิด แต่ในรายละเอียดจะมีค่าใช้จ่ายบางรายการเกี่ยวข้องด้วย

5.2.1 ค่าใช้จ่ายในการเจาะหลุมระเบิด

หน่วยค่าใช้จ่ายของการเจาะหลุมระเบิด (unit cost of drilling, UCDR) เป็นผลรวมของค่าใช้จ่ายในการเจาะ อุปกรณ์ที่ใช้ และค่าจ้าง

เมื่อหาความสัมพันธ์ของหน่วยค่าใช้จ่ายต่อความลึกของการเจาะ 1 เมตร จะได้

$$UCDR = \frac{(L + J) \times CDR}{L \times S \times B} \quad (5.1)$$

กำหนดให้

- UCDR = หน่วยค่าใช้จ่ายในการเจาะ (drilling) ต่อ 1 เมตร
หน่วยเป็น RS/m หรือ หน่วยเงิน/เมตร
- CDR = ค่าใช้จ่ายในการเจาะ, หน่วยค่าเงิน
- L = ความสูงในแนวดิ่งของหน้าเหมือง, เมตร
- J = ระยะความลึกของซับริล, เมตร
- S = ระยะสเปซริง, เมตร
- B = ระยะเบอร์เคน, เมตร

ถ้าหากให้ $S = B$ สมการที่ 5.1 จะเปลี่ยนเป็น

$$UCDR = \frac{(L + J) \times cdr}{L \times (S)^2} \quad (5.2)$$

5.2.2 ตัวอย่างการหาค่าใช้จ่ายในการเจาะต่อเมตร

เครื่องเจาะที่ใช้เป็นแบบ track drill รุ่น RBH ขนาดหัวเจาะเส้นผ่านศูนย์กลางเท่ากับ 150-160 มม. จำนวนคนที่ใช้ในการเจาะ 2 คน/เครื่องเจาะ

1. ค่าใช้จ่ายในการเจาะต่อปี

- ค่าจ้างแรงงาน (wage) จำนวน 35,000 หน่วยค่าเงิน/ปี	= 70,000	RS
- ค่าสาธารณูปโภค	= 60,000	RS
- ค่าอุปกรณ์เครื่องมือประกอบ	= 400,000	RS
- ค่าเสื่อมราคา (depreciation)	= 444,444	RS
- ค่าดอกเบี้ย (interest)	= <u>480,000</u>	RS
รวมค่าใช้จ่ายต่อปี	= <u>1,454,444</u>	RS

2. รายละเอียดเพิ่มเติม

จำนวนวันทำงาน 313 วัน/ปี ทำงาน 2 กะ (shift)/วันทำงาน ค่าใช้จ่ายต่อวันทำงานของการเจาะ = 4,648 RS/วันทำงาน

อัตราส่วนของการใช้เครื่องจักรกล เท่ากับ 70.3 % ของจำนวน 2 กะ เท่ากับ 11 ชั่วโมง 15 นาที (8 ชั่วโมง/กะ)

การเจาะหลุมเจาะ 1 รอบ (cycle) ลึก 20 เมตร ใช้เวลาเท่ากับ 1 ชั่วโมง 45 นาที

$$\text{จำนวนรอบของการทำงาน} = 675/105 \text{ นาที/นาที} = 6 \text{ รอบ}$$

$$\text{เจาะหลุมเจาะได้ระยะลึก} = 20 \times 6 = 120 \text{ เมตร/วัน}$$

$$\begin{aligned} \text{หน่วยค่าใช้จ่ายในการเจาะต่อเมตร} &= 4,648/120 = 38.73 \text{ RS/เมตร} \\ &= 40 \text{ RS/เมตร (โดยประมาณ)} \end{aligned}$$

หมายเหตุ

ถ้าหากใช้เครื่องเจาะที่มีหัวเจาะใหญ่ขึ้น ขนาดเส้นผ่านศูนย์กลางหัวเจาะ เท่ากับ 200-250 มม. ค่าใช้จ่ายจะเพิ่มเป็น 2 เท่า นั่นคือ 80 RS/เมตร

5.2.3 ค่าใช้จ่ายของวัตถุระเบิด

ตามปกติค่าใช้จ่ายในการจัดซื้อวัตถุระเบิดต่อต้านสามารถทราบราคาได้จากผู้ขายหรือตัวแทนหน่วยจัดส่งสินค้า (supplier) ของบริษัท ข้อมูลคุณสมบัติของวัตถุระเบิดก็จะได้จากตัวแทนบริษัท เช่น ความหนาแน่นของวัตถุระเบิด ขนาดและน้ำหนักโคนาไมด์แต่ละแท่ง (cartridge) เป็นต้น

หน่วยราคาวัตถุระเบิดต่อลูกบาศก์เมตร (unit cost of explosives per cubic meter, UCE) มีค่าความสัมพันธ์ดังนี้

$$\text{UCE} = \frac{P \times \rho_e \times (K1) \times d^2 (L + J - T)}{L \times S \times B} \quad (5.3)$$

ถ้าหาก $S = B$ จะได้

$$\text{UCE} = \frac{P \times \rho_e \times (K1) \times d^2 (L + J - T)}{L \times S^2} \quad (5.4)$$

กำหนดให้

$$\text{UCE} = \text{หน่วยค่าใช้จ่ายของวัตถุระเบิด/ลบ.ม.}$$

$$P = \text{ค่าใช้จ่ายของวัตถุระเบิด/ความลึก 1 เมตร}$$

$$\rho_e = \text{ความหนาแน่นของวัตถุระเบิด (slurry หรือ AN-FO)} \\ \text{หน่วยเป็น กรัม/ลบ.ซม. หรือ กิโลกรัม/ลบ.ม.}$$

- $K1$ = ค่าตัวเลขคงที่ในการแปลงหน่วย เช่น 11×10^{-6}
 d = เส้นผ่านศูนย์กลางหลุมเจาะ, มิลลิเมตร
 J = ระยะซับริล, เมตร
 T = ระยะสเคมมิง, เมตร
 L = ความสูงหน้าเหมืองในแนวคิง, เมตร
 S = ระยะสเปซิง, เมตร
 B = ระยะเบอร์เคน, เมตร

5.2.4 ตัวอย่างค่าใช้จ่ายในการใช้วัตถุระเบิดต่อเมตร

กำหนดให้เส้นผ่านศูนย์กลางหลุมเจาะ เท่ากับ 250 มม. ความหนาแน่นของ slurry เท่ากับ 1.2 กรัม/ลบ.ซม. น้ำหนักของ slurry ที่ใช้สำหรับหลุมเจาะขนาด 250 มม. เท่ากับ 175 กิโลกรัม

ถ้าใช้วัตถุระเบิดหนัก 175 กก. บรรจุในหลุมเจาะลึก y เมตร

$$\begin{aligned}
 y &= (175/100)(4/25^2) \{(1,000)/1.2\}(1/\pi) \\
 &= 2.97 = \text{ประมาณ 3 เมตร}
 \end{aligned}$$

ราคาขายวัตถุระเบิดรวมค่าขนส่งถึงหน้าเหมือง เท่ากับ 20,000 RS /ตันหรือ 1,000 กก. ดังนั้นหน่วยค่าใช้จ่ายวัตถุระเบิดต่อเมตร หาได้

$$\begin{aligned}
 UCE &= \{(20,000) \times 175\}/\{1,000 \times 3\} \\
 &= 1,167 \text{ RS/เมตร}
 \end{aligned}$$

5.2.5 ค่าใช้จ่ายย่อยเพิ่มเติม

หน่วยค่าใช้จ่ายย่อยเพิ่มเติม เป็นหน่วยค่าใช้จ่ายอุปกรณ์ประกอบ (accessories) ได้แก่ สายชนวน แก๊สไฟฟ้า สายไฟอื่น ๆ

$$\begin{aligned}
 UCA &= \frac{(K2) \times A}{L \times S \times B} \quad \text{RS/ลบ.ม.} \quad (5.5)
 \end{aligned}$$

สมการที่ 5.5 ข้างบนนี้ กำหนดให้

- UCA = หน่วยค่าใช้จ่ายอุปกรณ์ประกอบ/ลบ.ม.
 A = ค่าใช้จ่ายของอุปกรณ์ประกอบ/ปริมาตรหินแน่นอน 1 ลบ.ม.
 $K2$ = ค่าคงที่ที่ใช้คูณเพื่อช่วยในการแปลงหน่วย

ถ้าหากให้ $S = B$ จะได้

$$UCA = \frac{(K2) \times A}{L \times S^2} \quad (5.6)$$

5.2.6 ค่าใช้จ่ายทั้งหมดในการเจาะและระเบิด

การที่จะคำนวณค่าใช้จ่ายทั้งหมดในการเจาะและระเบิดหิน ก็ทำได้โดยการรวมตัวเลขค่าใช้จ่ายในหัวข้อข้างต้น จะได้ผลลัพธ์เป็นหน่วยค่าใช้จ่ายทั้งหมดในการเจาะและระเบิด (total cost of drilling and blasting, UCDB)

$$UCDB = UCDR + UCE + UCA \quad (5.7)$$

ถ้าหากออกแบบแพตเทิร์นการระเบิดให้ค่า $S = B$ ก็เลือกใช้สมการที่เหมาะสมกับแพตเทิร์นนั้น ตามที่ได้ระบุมานี้แล้ว

ในสภาพความเป็นจริง ค่าใช้จ่ายในการระเบิดมีหลายสิ่งหลายอย่างที่ผสมปนกันไป เช่น ค่าใช้จ่ายโดยตรง (direct costs) ซึ่งมีรายละเอียด ได้แก่ ค่าเสื่อมราคาคอกเบียร์ ภาษีสำหรับวัตถุระเบิด เชิงเพลิงรถขนและบรรทุก เชื้อเพลิงรถผสมวัตถุระเบิด เอกสารและวารสาร เป็นต้น

ค่าใช้จ่ายทางอ้อม (indirect costs) ก็มีหลายอย่าง เช่น ค่าจ้างในการไหลลดวัตถุระเบิด ค่าฟิล์มถ่ายรูป ค่าอัดและล้างรูป เป็นต้น

5.3 การหาค่าใช้จ่ายที่เหมาะสมที่สุด

หลักการเบื้องต้นของการหาค่าใช้จ่ายที่เหมาะสมที่สุด (cost optimization) ที่จะนำมาใช้ เกี่ยวกับการเจาะและระเบิดหินนี้ จะมีหลักการในการคำนวณคล้ายคลึงกับวิธีการคำนวณค่าใช้จ่ายแบบอื่น ๆ หลักการที่สำคัญที่สุดที่จะนำมาปรับค่าใช้จ่าย ก็คือ การพัฒนาหน้าเหมืองแบบขั้นบันไดที่ใช้ เครื่องจักรกลและวัตถุระเบิดให้ได้ประโยชน์สูงสุด

5.3.1 การออกแบบหน้าเหมืองที่เหมาะสมที่สุด

การออกแบบหน้าเหมืองที่เหมาะสมที่สุด (optimum blast design) มีขั้นตอนในการประยุกต์การออกแบบหน้าเหมืองอย่างมีระบบซับซ้อนหลายขั้นตอน ขั้นตอนที่สำคัญมีดังนี้

1. ค่าขนาดของก้อนหินที่จะแตกหักจากการระเบิดให้ได้ความสัมพันธ์ที่พอดีกับขนาดของมุ้งหรือกะพ้อของรถดัก เปรียบเทียบกับสมรรถภาพการทำงานของรถดักแบบมุ้งก่ (shovel) ที่มีอยู่ในเหมือง

กำหนดให้ $SW =$ ขนาดกะพ้อรถดัก

$F_{av} =$ ขนาดเฉลี่ยของหินส่วนหินที่ต้องการให้เกิดการแตกหัก

2. จากขนาดของเส้นผ่านศูนย์กลางของหลุมเจาะ (d) ค่าขนาดค่าระยะเบอร์เดนที่จะมีผลทำให้เกิดการแตกหักเท่ากับ ค่า F_{av}

3. จำกัดค่าของ S/B ให้มีช่วงอัตราส่วน เท่ากับ 1-2 ขึ้นอยู่กับสภาวะเชิงความแข็งแรงของโครงสร้างมวลหินที่จะทำการระเบิด

4. จำกัดค่า L/B ให้มีช่วงอัตราส่วน เท่ากับ 2-3 ทั้งนี้เพื่อให้ลดผลกระทบของความเสียหายที่เกิดรอยแตกร้าวบนตะพัก (bench break) กับรอยแตกร้าวตรงส่วนจุดล่างสุดของตะพัก (toe break)

การปรับค่าอัตราส่วนในหัวข้อนี้อาจเกิดปัญหา เนื่องจากเหมืองหินแต่ละแห่ง ได้ทำการจัดซื้อเครื่องเจาะและอุปกรณ์ช่วยในการเจาะไว้แล้ว ขนาดความสูงของเครื่องเจาะค่อนข้างจะคงที่ ระยะความสูงของหน้าเหมืองจึงอาจปรับได้ยาก บางทีจำเป็นต้องปรับค่าระยะเบอร์เดนโดยการคำนวณใหม่

5. จำกัดค่าอัตราส่วนของ T/B ให้อยู่ในช่วง 0.7-1.0 ให้เหมาะสมกับสภาวะสิ่งแวดล้อมหรือระยะที่ตั้งของชุมชนใกล้เคียง

6. จำกัดค่าของ J/B ให้มีอัตราส่วนอยู่ในช่วง 0.2-0.3

5.3.2 ตัวประกอบอื่นที่สำคัญหรือฟังก์ชันการออกแบบงานระเบิดหิน

การสร้างรูปแบบเชิงเรขาคณิตของหน้าเหมืองในหัวข้อย่อย 5.3.1 มีส่วนช่วยให้การระเบิดของเหมืองหินแบบจั่นมันได ได้พลังงานที่ทำให้หินเกิดการแตกหักสูงสุด และมีผลกระทบต่อสิ่งแวดล้อมในระดับที่เหมาะสม

ตัวประกอบหลักอีกอย่างหนึ่งที่ควรนำมาพิจารณา ได้แก่ ชนิดของวัตถุระเบิดที่จะใช้ในงานเหมืองหิน แต่วัตถุระเบิดที่ให้พลังงานสูงสุดอาจไม่ใช่วัตถุระเบิดที่ให้ผลลัพธ์เชิงเศรษฐกิจสูงสุด จึงจำเป็นต้องเลือก ชนิดวัตถุระเบิดที่ให้ผลลัพธ์เชิงค่าใช้จ่ายทั้งหมดในการเจาะและระเบิดสูงสุด

แนวทางในการแก้ปัญหาแบบนี้ ต้องทำแบบจำลองเพื่อคาดคะเนสมรรถภาพของการเจาะและระเบิดอย่างเป็นระบบ ฟังก์ชันที่ช่วยประเมินต้องนำค่าใช้จ่ายมาคำนวณรวมด้วยกับการทำงานจริงภาคสนาม

พนักงานในการคำนวณค่าใช้จ่ายที่เหมาะสมที่สุดจึงมีข้อมูลคิขเข้า (input data) ของแบบจำลอง และข้อมูลออก (output) ดังนี้

1. ข้อมูลคิขเข้า (input data)

- ขนาดของรถคัก
- ขนาดของหัวเจาะและหน่วยค่าใช้จ่ายในการเจาะต่อเมตร
- มิติเชิงเรขาคณิตของหน้างานระเบิดหิน/แร่
- ความหนาแน่นของมวลหิน คำนวณการยึดเกาะคิขของมวลสาร (bond index) ในเชิงการใช้พลังงานคิขน้อย (เพื่อความสะดวกในการคำนวณ ผู้วิจัยได้คักคิขค่าตัวเลขคิขนี้ที่เป็น bond index หรือ work index ของมวลสารที่เป็นแร่และหินที่สำคัญไว้ในตารางที่ 5.2 ในหน้าถัดไป

2. ข้อมูลออก (output)

- ระยะเวลาเบอรเดนที่เหมาะสมที่สุด (optimum burden)
- ค่าใช้จ่ายทั้งหมดในการเจาะและระเบิดต่อการระเบิดหนึ่งครั้ง (per round)
- ชนิดของวัตถุระเบิดที่มีไว้ให้เพื่อเลือก ในงานการระเบิดหิน/แร่
- ค่าใช้จ่ายทั้งหมดในการเจาะและระเบิด สำหรับการใช่วัตถุระเบิดแต่ละชนิด

5.4 กรณีศึกษาของแบบจำลองการวิเคราะห์ค่าใช้จ่ายที่เหมาะสมที่สุด

สมมุติให้มีกรณีศึกษา (case study) สำหรับเป็นแนวทางในการเขียนโปรแกรมแบบจำลองการวิเคราะห์ค่าใช้จ่ายในการระเบิดหินที่เหมาะสมที่สุด

5.4.1 ข้อมูลคิขเข้าเบื้องต้น

วัตถุระเบิดที่เลือกไว้มี 3 ชนิด ได้แก่ วัตถุระเบิด A, B, C ตามลำดับ ข้อมูลคิขทั้งในเรื่องการออกแบบหน้าเหมือง คุณสมบัติของมวลสาร และหน่วยค่าใช้จ่ายของการระเบิดสำหรับการใช่วัตถุระเบิดแต่ละชนิด ดังรายละเอียดดังต่อไปนี้

1. รถ shovel มีขนาดกะพ้อรถคัก (SW) เท่ากับ 2 เมตร
2. ขนาดเส้นผ่านศูนย์กลางหลุมเจาะ (d) เท่ากับ 0.15 เมตร
3. หน่วยค่าใช้จ่ายในการเจาะ (UCDR) เท่ากับ 80 RS/เมตร

ตารางที่ 5.2 ค่าเฉลี่ยพลังงานที่ใช้บดย่อยหิน/แร่ ที่สำคัญ จัดเป็นค่า bond or work index ตัวเลขในตารางมีหน่วยเป็น กิโลวัตต์-ชั่วโมง/ตัน (คัดลอกจาก SME Mineral Processing Handbook, Vol. 1, หน้า 3A-27)

แร่/หิน	work index	แร่/หิน	work index
แร่แบไรต์	6.24	แร่ไลมอไนต์	8.45
หินบะซอลต์	20.41	แร่แมกนีไทต์	10.21
แร่บอกไซต์	9.45	สินแร่ตะกั่ว	11.40
ซีเมนต์ (clinker)	13.49	สินแร่ตะกั่ว-สังกะสี	11.30
วัตถุดิบซีเมนต์	10.57	หินปูน	11.61
ดินเหนียว	7.10	ก้อนหินปูน (cement)	10.81
ดินเหนียว (calcined)	1.43	สินแร่แมงกานีส	12.46
ถ่านหิน	11.37	แร่แมกนีไซต์ (burned)	16.80
ถ่านโค้ก	20.70	แร่ไมกา	134.50
สินแร่ทองแดง	13.13	หินดินดานน้ำมัน	18.10
หินไดออไรต์	19.40	สินแร่โพแทช	8.88
หินโดโลไมต์	11.31	แร่เกลือโพแทช	8.23
แร่เฟลด์สปาร์	11.67	หินพัมมิช	11.93
หินฟลูอิด	26.16	สินแร่ไฟไรต์	8.90
หินแกบโบร	18.45	สินแร่ฟิโรไทต์	9.58
แร่กาสิना	10.19	แร่รูไทล์	12.12
หินไนส์	20.13	หินทราย	11.53
สินแร่ทองคำ	14.83	หินดินดาน	16.40
หินแกรนิต	14.39	ทรายซิลิกา	16.46
แร่แกรไฟต์	45.03	สินแร่เงิน	17.30
ก้อนกรวด	25.17	กากถลุงเหล็ก (slag)	12.16
หินยิปซัม	8.16	หินชนวน	13.83
แร่โอลิเมไนต์	13.11	หินไซโอไนต์	14.90
สินแร่เหล็ก	15.44	สินแร่ดีบุก	10.81
แร่ฮีมาไทต์	12.68	สินแร่สังกะสี	12.41

4. คำนีการยึดติดของหินปูน (BI) เท่ากับ 11.61 กิโลวัตต์-ชั่วโมง/ตัน
5. ความหนาแน่นของหินปูน เท่ากับ 2.68×10^3 กิโลกรัม/ลบ.ม.
6. ความหนาแน่นของวัตถุระเบิด A เท่ากับ 1.3×10^3 กิโลกรัม/ลบ.ม.
ความหนาแน่นของวัตถุระเบิด B เท่ากับ 0.82×10^3 กิโลกรัม/ลบ.ม.
ความหนาแน่นของวัตถุระเบิด C เท่ากับ 1.14×10^3 กิโลกรัม/ลบ.ม.
6. ขนาดของตะพักที่จะระเบิด เมื่อคำนวณค่ามีคิของตะพักที่จะทำการระเบิดตามความเหมาะสมเมื่อเทียบกับค่าใช้จ่ายในการเจาะและระเบิดแล้ว
 - ความยาวของพื้นที่หน้าตัดต่อการระเบิดหนึ่งครั้ง (LE) = 60 เมตร
 - ความกว้างของพื้นที่หน้าตัดต่อการระเบิดหนึ่งครั้ง (WE) = 18 เมตร
 - ความสูงของตะพักในแนวตั้งต่อการระเบิดหนึ่งครั้ง (L) = 12 เมตร
7. หน่วยค่าใช้จ่ายในการระเบิด เมื่อคำนวณจากชนิดของวัตถุระเบิด
 - วัตถุระเบิด A = 12.32 RS/กิโลกรัม
 - วัตถุระเบิด B = 9.32 RS/กิโลกรัม
 - วัตถุระเบิด C = 10.46 RS/กิโลกรัม
8. ปริมาณของพลังงานสูงสุด (Q_e) ที่วัตถุระเบิดจะปล่อยออกมา
 - วัตถุระเบิด A = 42.308 กิโลจูล/กิโลกรัม
 - วัตถุระเบิด B = 38.176 กิโลจูล/กิโลกรัม
 - วัตถุระเบิด C = 36.837 กิโลจูล/กิโลกรัม

5.4.2 การคำนวณน้ำหนักวัตถุระเบิด

ข้อเสนอสำหรับแนวทางการหาความสัมพันธ์ของน้ำหนักวัตถุระเบิด ที่ผู้วิจัยคัดเลือกมาเป็นของ Sharma, et al. (1990) ที่ระบุว่าน้ำหนักวัตถุระเบิดเป็นฟังก์ชันของความสูงหน้าเหมือง ระยะความยาวของพื้นที่หน้าตัด ระยะความกว้างของพื้นที่หน้าตัด ความหนาแน่นมวลสาร พลังงานของวัตถุระเบิด และค่านีการยึดติดของมวลสาร

เมื่อเขียนเป็นรูปแบบเชิงคณิตศาสตร์:

$$W_e = f(L, LE, WE, \rho_r, Q_e, BI) \quad (5.8)$$

ทำให้ได้สูตรเชิงประสมการณ์ (Sharma, et al., 1990) เป็น

$$W_e = L \times (LE) (WE) (\rho_r) (BI) \quad (5.9)$$

$$1,000 \times (Q_e)$$

กำหนดให้

- W_0 = น้ำหนักวัตถุระเบิดที่ใช้ทั้งหมดต่อการระเบิดหนึ่งครั้ง
หน่วยเป็นกิโลกรัม
 L = ความสูงในแนวดิ่งของหน้าเหมือง, เมตร
 LE = ความยาวของพื้นที่หน้าตัดบนตะพัก, เมตร
 WE = ความกว้างของพื้นที่หน้าตัดบนตะพัก, เมตร
 ρ_r = ความหนาแน่นของมวลหิน/แร่, กิโลกรัม/ลบ.ม.
 BI = ดัชนีการยึดติดของมวลสาร, กิโลวัตต์-ชั่วโมง/ตัน
 Q_0 = พลังงานจากการระเบิด, กิโลจูล/กิโลกรัม

เมื่อแทนค่าข้อมูลดิบของวัตถุระเบิด A ที่ระบุในหัวข้อย่อย 5.4.1 จะได้

$$\begin{aligned}
 W_0 &= \frac{12 \times 60 \times 18 \times 2.68 \times 1,000 \times 11.61}{1,000 \times 42.308} \\
 &= 9,531 \text{ กิโลกรัม} = 9.53 \text{ ตัน}
 \end{aligned}$$

5.4.3 หลักการคำนวณระยะเบอร์เคน

ผู้วิจัยเลือกใช้สูตรเชิงประสพการณ์ในการคำนวณหาระยะเบอร์เคนไว้ 5 แนวทาง โดยมีลำดับขั้นของการตรวจสอบ ดังนี้

ขั้นตอนแรก

ใช้สูตรเชิงประสพการณ์ของ Andersen (1952) ที่เน้นความสัมพันธ์ของค่าพื้นที่ของหลุมเจาะที่จะทำการระเบิด ในการหาระยะเบอร์เคน

$$B = (d \times H)^{0.5} \quad (5.10)$$

ค่า B เป็นระยะเบอร์เคน มีหน่วยเป็น ฟุต d เป็นเส้นผ่านศูนย์กลางหลุมเจาะ หน่วยเป็น นิ้ว H เป็นความลึกของหลุมเจาะ (ความสูงหน้าเหมือง + ระยะชัศตรีล) มีหน่วยเป็น ฟุต

ขั้นตอนที่ 2

เมื่อได้ค่าระยะเบอร์เคนจากสมการข้างบนแล้ว ให้ตรวจสอบกับสูตรเชิงประสพการณ์ของ Atlas Powder Company (1987) เพื่อเป็นการย้ำให้แน่ใจ

$$B = (25-30) (D_e) / 12 \quad (5.11)$$

สมการที่ 5.11 ระยะเวลาเบอร์ดอน, B มีหน่วยเป็น ฟุต ส่วน D_e เป็นเส้นผ่านศูนย์กลางแท่งวัตถุระเบิด มีหน่วยเป็น นิ้ว

ถ้าหากระยะเวลาเบอร์ดอนที่หาได้จากสมการที่ 5.10 กับสมการที่ 5.11 เมื่อแปลงค่าระยะเป็นเมตรแล้ว มีความแตกต่างกันไม่เกิน 20% ก็ให้ยอมรับค่าระยะเวลาเบอร์ดอนค่าที่สูงเป็นค่าที่ใช้ในการคำนวณในการปรับค่า B ในขั้นตอนที่ 3 ต่อไป แต่ในกรณีที่ไม่ทราบค่าของ D_e ก็ให้ข้ามขั้นตอนที่ 2 นี้ไป

อีกกรณีหนึ่ง ถ้าหากค่าระยะเวลาเบอร์ดอนที่คำนวณได้จากขั้นตอนที่ 1 กับค่าที่คำนวณได้จากขั้นตอนที่ 2 มีความแตกต่างมากกว่า 20% ให้ใช้ค่าที่ระยะที่คำนวณจากขั้นตอนที่ 1 เป็นค่าที่ใช้คำนวณในการปรับค่า B ของขั้นตอนที่ 3 ต่อไป

ขั้นตอนที่ 3

ในการออกแบบงานระเบิดหิน จำเป็นต้องคำนึงถึงผลของการแตกหักที่ดี และผลกระทบเนื่องจากอัตราส่วนความแข็งแรงดึงหรือสตีฟเนส ก็ต้องตรวจสอบว่า

$$L/B = 2-3$$

แต่ถ้าหาก L/B น้อยกว่า 2 ก็ให้ลดระยะเวลาเบอร์ดอนลงให้ $L/B = 2$ แต่ถ้าหาก L/B มากกว่า 3 ก็เพิ่มระยะเวลาเบอร์ดอนเพื่อให้ $L/B = 3$

ขั้นตอนที่ 4

ระยะเวลาเบอร์ดอนแถวแรก ถ้าหากเป็นการเจาะในแนวตั้งและหน้าเหมืองอยู่ในแนวตั้ง ก็ให้ใช้ระยะเวลาเบอร์ดอนที่คำนวณได้จากขั้นตอนที่ 3 เลย แต่ในกรณีที่หน้าเหมืองมีมุมเอียง-เทกกับแนวราบ หรือที่เรียกว่า มุมเทของความลาดเอียง (slope angle) ก็ให้ประยุกต์ใช้กับสมการที่เสนอแนะโดย IMM (1981) จากสูตรเชิงประสภการณ์ที่ระบุว่า

$$B_m = X_A + 1/2 (L) \cos \alpha \quad (5.12)$$

กำหนดให้

- B_m = ระยะเฉลี่ยของเบอร์ดอนแถวแรก, เมตร
- X_A = ระยะจากจุดยอดความลาดเอียงถึงจุดศูนย์กลางหลุม, เมตร
- L = ความสูงในแนวตั้ง, เมตร
- α = มุมเทของความลาดเอียง, องศา

เงื่อนไขมีดังนี้

1. ถ้าหากค่า B_m มากกว่าค่า B ที่คำนวณได้ในขั้นตอนที่ 3 ก็ให้ใช้ค่า B เป็น B_m แล้ววิเคราะห์จากจุดยอดมุมลาดเอียง
2. ถ้าหากค่า B_m น้อยกว่าค่า B ก็ให้ใช้ค่า B_m เป็นค่าระยะเบอร์เดนแถวแรกที่วัดจากจุดกึ่งกลางของเส้นความลาดหน้าเหมือง ส่วนระยะเบอร์เดนแถวที่ 2 และแถวที่ 3 ก็ยังคงไว้ที่ระยะ B ที่คำนวณได้จากขั้นตอนที่ 3

ขั้นตอนที่ 5

ในทำนองเดียวกันกับขั้นตอนที่ 4 ขั้นตอนนี้จะช่วยลดผลกระทบของการสั่นสะเทือนเสียงดัง และหิมะปลิว ข้อกำหนดจึงต้องให้มีการระเบิดพร้อมกันที่เดียวได้ไม่เกิน 3 แถว จึงตั้งข้อกำหนดไว้ให้

$$B_m + 2B = WE \quad (5.13)$$

เงื่อนไขที่กำหนดไว้คือ

1. ถ้าหากค่า $(B_m + 2B)$ น้อยกว่าค่า WE ก็ให้ลดค่าระยะ WE ลง ให้เท่ากับพจน์ทางด้านซ้ายของสมการ 5.13 และทำการคำนวณค่า W_e ของหัวข้อย่อย 5.4.2 ใหม่
2. ถ้าหากค่า $(B_m + 2B)$ มากกว่าค่า WE แต่ไม่เกิน 20% ก็ให้ใช้ค่าระยะ WE เดิม เพียงแต่ปรับระยะของพจน์ทางซ้ายใหม่ ให้เท่ากับพจน์ทางขวาของสมการที่ 5.13 ซึ่งหมายความว่า ต้องทำการหาตัวเลขคูณเข้าไปในพจน์ข้างซ้าย จึงได้ค่า B_m กับค่า B ใหม่ ซึ่งจะใช้เป็นค่าที่จะคำนวณค่าใช้จ่ายที่เหมาะสมที่สุดในขั้นตอนต่อไป
3. ถ้าหากค่า $(B_m + 2B)$ มากกว่าค่า WE และเกิน 20% ก็ให้เพิ่มค่าระยะ WE ให้มากขึ้น จนเท่ากับพจน์ทางด้านซ้ายของสมการที่ 5.13 และทำการคำนวณค่า W_e ของหัวข้อย่อย 5.4.2 ใหม่

5.4.4 ตัวอย่างการคำนวณระยะเบอร์เดน

สำหรับข้อมูลดิบของกรณีศึกษา เริ่มทำการคำนวณค่า B ในขั้นตอนที่ 1 โดยใช้สูตรเชิงประสพการณ์ของ Andersen

$$\begin{aligned} B &= [(150/25.4) \times \{(12 \times 100) + (1.5 \times 100)/30.48\}]^{0.5} \\ &= 16.17 \text{ ฟุต หรือเท่ากับ } 4.93 \text{ เมตร} = \text{ประมาณ } 5 \text{ เมตร} \end{aligned}$$

หมายเหตุ ระยะของซับริล ตั้งระยะตามความสูงของหน้าเหมือง ถ้าหน้าเหมืองสูงน้อยกว่า 10 เมตร ค่าระยะซับริลตั้งไว้ที่ 1 เมตร ในกรณีที่ความสูงหน้าเหมือง 10

ถึงน้อยกว่า 15 เมตรค่าระยะของซับริล 1.5 เมตร แต่ถ้าความสูงหน้าเหมือง 15-20 เมตร ระยะซับริลเท่ากับ 2 เมตร กรณีที่ความสูงหน้าเหมืองเกิน 20 เมตร ไม่นิยมปฏิบัติ ลำดับต่อมาในการตรวจสอบค่าระยะเบอร์เคน ข้ามขั้นตอนที่ 2 ที่ใช้สูตรของ Atlas Powder Company ทั้งนี้เพราะว่าไม่มีข้อมูลดิบของเส้นผ่านศูนย์กลางวัตถุระเบิด

$$L/B = 12/5 = 2.4$$

อัตราส่วนความแข็งแรง อยู่ในช่วง 2-3 แสดงว่า ระยะเบอร์เคนที่คำนวณได้จากสูตรของ Andersen สามารถยอมรับได้

สำหรับขั้นตอนที่ 4 ที่ต้องใช้สูตรของ IMM เนื่องจากไม่มีข้อมูลดิบของมุมเทของ ความลาดเอียง จึงผ่านไปที่ขั้นตอนที่ 5 ใช้สมการที่ 5.13 ทดสอบค่าโดยสมมติให้ค่า B_m เท่ากับ B

$$3B = 3 \times 5 = 15 \text{ น้อยกว่า ค่า WE (เท่ากับ 18)}$$

เนื่องจากค่า B ใหม่ เป็น 5 เมตร จึงปรับลดค่าระยะ WE ลงเหลือ เท่ากับ 15 เมตร และคำนวณค่า W_e ใหม่ ได้ค่า $W_e = 7,943$ กิโลกรัม หรือ 7.94 ตัน

5.4.5 การหาจำนวนหลุมเจาะที่เหมาะสม

จำนวนหลุมเจาะ (N) มีความสัมพันธ์กับ น้ำหนักวัตถุระเบิด เส้นผ่านศูนย์กลางวัตถุระเบิด ความสูงหน้าเหมือง ระยะเบอร์เคน และความหนาแน่นของวัตถุระเบิด เขียนความสัมพันธ์ในรูปแบบเชิงคณิตศาสตร์

$$N = f(W_e, d, L, B, \rho_e) \quad (5.14)$$

ผู้วิจัยได้ปรับปรุงสูตรเชิงประสพการณ์ของ Sharma, et al. (1990) เพื่อหาค่าตัวเลขจำนวนหลุมเจาะ และสมการที่หาค่าน้ำหนักวัตถุระเบิด คือ

$$W_e = \pi (d)^2 / 4 (L + J) \times N (\rho_e) \quad (5.15)$$

ค่าของ $(L + J)$ เป็นค่าที่คงไว้ให้เป็นระยะของความลึกหลุมเจาะ (DH) ถ้าความสูงหน้าเหมือง (L) น้อยกว่า 15 เมตรให้กำหนดค่า J เป็น 1.5 เมตร แต่ถ้าค่าของ L อยู่ระหว่าง 15-20 เมตร ให้กำหนดค่า J เป็น 2 เมตร

ค่า $(0.8 B)$ เป็นค่าที่ตั้งไว้ของระยะสเคมมิง คำนึงหาระยะความยาวของวัตถุ
ระเบิดได้ค่าความสัมพันธ์เป็น

$$PC = (L + J) - (0.8B) \quad (5.16)$$

ดังนั้น จากสมการที่ 5.15 กับ 5.16 สามารถหาค่าของ N เมื่อแทนค่าข้อมูลดิบที่
ทราบค่าแล้ว

$$\begin{aligned} V_o &= \text{ปริมาตรของวัตถุระเบิด/หลุมเจาะ} \\ &= (\pi/4) (d^2) \{(L + J) - 0.8B\} \\ &= 0.785 (d^2) \{(L + J) - 0.8B\} \end{aligned}$$

$$\text{น้ำหนักวัตถุระเบิดทั้งหมด} = (\text{ปริมาตรวัตถุระเบิด/หลุม}) (N) (\rho_e)$$

$$7,943 = (0.785)(0.15)^2 \{(12 + 1.5) - 0.8(5)\} \times N \times 1300$$

$$N = 36.4 \text{ หลุมเจาะ}$$

ค่า N ที่หาได้ต้องมีการปรับค่าใหม่ตามผลกระทบต่อสิ่งแวดล้อม นั่นคือต้องเลือกใช้
ค่าสเปซซิง แล้วคำนวณหาค่าของ N ใหม่

กำหนดให้ $S/B = 1-2$; และเมื่อกำหนดจำนวนแถวของเบอร์เคนเป็น z แถว

$$M \times (1-2) B = (LE) \quad (5.17)$$

$$M \times z = N \quad (5.18)$$

ค่าของ M หาได้โดยการปรับค่าความเหมาะสม ซึ่งเป็นผลให้มีการปรับค่า N ใหม่
โดยเริ่มแรกลองให้ $S = 1.25 B$ ก่อน แล้วค่อยเพิ่มค่าสเปซซิงหรือลระยะสเปซซิงใหม่
ในภายหลัง รวมทั้งต้องทำให้ค่า N เป็นตัวเลขจำนวนเต็มด้วย

ตัวอย่างจากโจทย์ของกรณีศึกษา เมื่อได้ ค่า $B = 5$ เมตร ค่า $N = 37.4$ และ
 $LE = 60$ เมตร ทดลองแทนค่าในสมการที่ 5.17

$$M \times (1.25 \times 5) = 60 \text{ ดังนั้น } M = 9.6$$

$$\text{จากนั้นทดลองแทนค่าในสมการที่ 5.18 ทำให้ได้ } M \times 3 = 36.4$$

ดังนั้น $M = 12.1$ หมายความว่าอัตราส่วน $S/B = 0.99$ (ถ้าหากนำค่า M ที่ได้นี้ ไปแทนกลับในสมการที่ 5.17)

ค่า $S/B = 0.99$ เป็นค่าที่ยอมรับไม่ได้ ส่วนค่า $S/B = 1.25$ ก็สูงเกินไป ดังนั้นค่าที่เป็นไปได้ในกรณีศึกษา นี้ ก็คือ $S/B = 1$ นั่นคือระยะสเปซซึ่งที่ยอมรับ ก็คือ 5 เมตร

ดังนั้นจำนวนหลุมเจาะในหนึ่งแถว = $60/5 = 12$ หลุม

เมื่อคำนวณหาค่า N ที่ปรับค่าใหม่ = $12 \times 3 = 36$ หลุมเจาะ/พื้นที่หน้าตัด

5.4.6 การปรับพื้นที่หน้าตัดใหม่ และปริมาตรหินใหม่

พื้นที่หน้าตัดใหม่ต้องปรับเปลี่ยนตามระยะเบอร์ด์ เคนกับระยะสเปซซึ่ง กับจำนวนที่ต้องเจาะหลุมเจาะตามค่า N ใหม่ ($N = 36$)

$$LEN = \text{ความยาวพื้นที่หน้าตัดใหม่} = S \times (M \text{ ของ } 5.17) \quad (5.19)$$

$$WEN = \text{ความกว้างพื้นที่หน้าตัดใหม่} = B \times z \quad (5.20)$$

$$AEN = \text{พื้นที่หน้าตัดใหม่} = LEN \times WEN \quad (5.21)$$

$$VEN = \text{ปริมาตรแน่นของหินที่แตก} = LEN \times WEN \times L \quad (5.22)$$

เมื่อนำข้อมูลที่คำนวณได้จากกรณีศึกษา เพื่อหาพื้นที่หน้าตัดใหม่และปริมาตรใหม่

$$\text{ความยาวของพื้นที่หน้าตัด} = 5 \times 12 = 60 \text{ เมตร}$$

$$\text{ความกว้างของพื้นที่หน้าตัด} = 5 \times 3 = 15 \text{ เมตร}$$

$$\text{พื้นที่หน้าตัดของหินที่แตกหัก} = 900 \text{ ตร.ม.}$$

$$\text{ปริมาตรแน่นของหินที่แตกหัก} = 60 \times 15 \times 12 = 10,800 \text{ ลบ.ม.}$$

5.4.7 ค่าขนาดค่าของน้ำหนักวัสดุระเบิดที่แท้จริง

การหาค่าน้ำหนักวัสดุระเบิดที่แท้จริง ในกรณีที่ได้อ่า N ใหม่

$$W_{en} = \text{น้ำหนักวัสดุระเบิดที่แท้จริง} = N \times V_e \times \rho_e \quad (5.21)$$

ทำการคำนวณค่าของน้ำหนักวัสดุระเบิดที่แท้จริงที่ได้จากกรณีศึกษา

$$\begin{aligned} W_{en} &= 36 \times (0.785) (0.15)^2 \{ (12 + 1.5) - 0.8 \times 5 \} \times 1,300 \\ &= 7,856.73 \text{ กิโลกรัม} = 7.86 \text{ ตัน} \end{aligned}$$

5.4.8 การคำนวณหาค่าใช้จ่ายที่แท้จริงต่าง ๆ

ข้อมูลลิบค่าใช้จ่ายและอุปกรณ์การเจาะกับการระเบิดใช้คำนวณหาค่าใช้จ่ายที่แท้จริง

1. ค่าใช้จ่ายในการเจาะหลุมระเบิด

นำค่าหน่วยค่าใช้จ่ายในการเจาะ 80 RS/เมตร มาคำนวณหาค่าใช้จ่ายของการเจาะแล้วระเบิดหนึ่งครั้ง

$$CDR = 36 \times (12 + 1.5) \times 80 = 38,880 \text{ RS}$$

2. ค่าใช้จ่ายในการระเบิดหิน

ค่าใช้จ่ายในการระเบิดหน้าเหมืองหิน 1 ครั้ง สำหรับการใช้อัตราระเบิด A

$$CE = 7,856.73 \times 12.32 = 96,795 \text{ ประมาณ } 96,800 \text{ RS}$$

3. ค่าใช้จ่ายรวมของการเจาะและการระเบิด

ค่าใช้จ่ายโดยรวมของการเจาะและระเบิด ได้มาจากผลรวมของหัวข้อ 1 กับ 2

$$CDR + CE = 38,880 + 96,800 = 135,680 \text{ RS}$$

4. ค่าใช้จ่ายสำหรับอุปกรณ์ประกอบ

ค่าใช้จ่ายกรณีของที่ค่าใช้จ่ายสำหรับอุปกรณ์ช่วยต่อการระเบิดหนึ่งครั้งนี้ ขึ้นอยู่กับจำนวนหลุมเจาะ และพื้นที่หน้าตัดของงานระเบิดหินด้วย กรณีของอัตราระเบิด A กำหนดให้

$$CA = 10,000 \text{ RS}$$

5. ค่าใช้จ่ายรวมที่แท้จริงในงานการระเบิดหิน

ค่าใช้จ่ายทั้งหมดที่จะเกิดขึ้นในการระเบิดหนึ่งครั้งเป็นผลรวมของหัวข้อที่ 1, 2, 4

$$CDB = 38,880 + 96,800 + 10,000 = 145,680 \text{ RS}$$

6. หน่วยค่าใช้จ่ายโดยรวมต่อการระเบิดหิน

หน่วยค่าใช้จ่ายทั้งหมดต่อปริมาตรหินที่ได้จากการระเบิดต่อครั้ง สามารถคำนวณจาก

$$UCDV = CDB/VEN = 145,680 / 10,800 = 13.49 \text{ RS/ลบ.ม.}$$

5.4.9 ผลสรุปในการเลือกอัตราระเบิดที่ให้ประสิทธิภาพสูงสุด

การวิเคราะห์ประสิทธิภาพของงานการระเบิดนี้ โดยใช้อัตราระเบิดทั้ง 3 ชนิดนี้ ได้แสดงค่าตัวเลขที่สำคัญต่าง ๆ ไว้ในตารางที่ 5.3 หน้าถัดไป ส่วนบทสรุปของผลลัพธ์จากการวิเคราะห์อัตราระเบิดที่ควรจะใช้ ได้แสดงเหตุผลไว้ดังนี้

1. จากข้อมูลดิบของอัตราระเบิดทั้งในเรื่องความหนาแน่นและพลังงาน ปรากฏว่าพื้นที่หน้าตัดของการระเบิดที่เหมาะสม สำหรับอัตราระเบิดทั้ง 3 ชนิด มีพื้นที่เท่ากัน

ตารางที่ 5.3 ตัวเลขผลลัพธ์การวิเคราะห์สำหรับการระเบิดหิน
คำนวณโดยใช้วัตถุระเบิดเพื่อเลือกไว้ 3 ชนิด

วัตถุระเบิดที่ใช้	ชนิด A	ชนิด B	ชนิด C
หน่วยค่าใช้จ่ายระเบิด, RS/กิโลกรัม	12.32	9.32	10.46
ระยะเบอร์เดนที่เหมาะสมที่สุด, เมตร	5.0	5.0	5.0
น้ำหนักวัตถุระเบิดสูงสุดต่อหนึ่ง ครั้ง, กิโลกรัม	7857	4956	6890
ปริมาตรหินแน่นต่อการระเบิด หนึ่งครั้ง, ลบ.ม.	10800	10800	10800
ค่าเพาเคอร์แฟกเตอร์, กิโลกรัม/ลบ.ม	0.727	0.459	0.638
ค่าใช้จ่ายการเจาะต่อการระเบิด หนึ่งครั้ง, RS	38880	38880	38880
ค่าใช้จ่ายการใช้วัตถุระเบิดหนึ่ง ครั้ง, RS	96800	46190	72070
ค่าใช้จ่ายรวมของการระเบิดต่อ ครั้ง, RS	145680	95070	120890
หน่วยค่าใช้จ่ายรวมต่อการ ระเบิด, RS/ลบ.ม.	13.49	8.80	11.20

2. ความสูงหน้าเหมืองที่มีค่าเท่ากับ 12 เมตร เป็นค่าความสูงที่วิศวกรเลือกให้ เหมาะกับสมรรถภาพของเครื่องเจาะระเบิดที่มีอยู่ในเหมือง และสมรรถภาพของรถดักที่สามารถจะดักชิ้นส่วนที่อยู่บนสุดของกองก้อนหินที่แตกหัก และถูกทำให้เคลื่อนที่มากองรวมกัน

3. จากค่าจำกัดของความสูงหน้าเหมืองกับคุณสมบัติของวัตถุระเบิด ทำให้ได้ค่าระยะเบอร์เดนกับระยะสเปซซึ่งที่เหมาะสมที่สุด ที่คำนวณได้จากสูตรเชิงประสมการณ์ที่ระบุไว้ สำหรับวัตถุระเบิดทั้ง 3 ชนิด มีค่าเท่ากัน นั่นคือหมายความว่า พื้นที่หน้าตัดและปริมาตรหินที่ได้ต่อการระเบิดหนึ่งครั้ง มีค่าเท่ากัน สำหรับการใช้วัตถุระเบิดชนิดใด ๆ ก็ได้

4. ความแตกต่างที่เห็นผลลัพธ์ค่อนข้างชัดเจน ก็คือ น้ำหนักวัตถุระเบิดของการไหลลดลงในแต่ละหลุมเจาะต่างกัน เมื่อมีจำนวนหลุมเจาะของวัตถุระเบิดทั้ง 3 ชนิดเท่ากัน

5. ค่าปริมาณน้ำหนักวัตถุระเบิดสูงสุดที่ใช้ในการระเบิดหนึ่งครั้ง ต่อการระเบิดเพื่อให้ได้ปริมาตรแน่นของหิน หรือเรียกว่า ค่า เพาเดอร์แฟกเตอร์ (powder factor) ของวัตถุระเบิด A มีค่าสูงสุด และวัตถุระเบิด B มีค่าต่ำสุด

6. ค่ารวมหน่วยค่าใช้จ่ายรวมทั้งแท้จริง ในการปฏิบัติงาน (total real unit cost of operation) สำหรับงานการเจาะและระเบิด เพื่อพัฒนาหน้าเหมืองหิน ปรากฏว่า วัตถุระเบิด B มีหน่วยค่าใช้จ่ายต่ำสุด ถึงแม้ว่าจะให้พลังงานการระเบิดต่ำกว่าวัตถุระเบิดชนิดอื่น และความหนาแน่นของวัตถุระเบิด B ก็ต่ำกว่าวัตถุระเบิดชนิดอื่น

7. ในสภาวะการณ์ที่มวลหินที่ต้องการระเบิดเป็นหินปูน ซึ่งมีค่ากำลังวัสดุตั้งปานกลางไม่เกิน 1,000 ปอนด์/ลบ.นิ้ว การใช้วัตถุระเบิดชนิด B มีความคุ้มค่าต่อการลงทุน และยังให้ประสิทธิภาพของงานการระเบิดโดยรวมสูงสุด แต่ถ้าหากชนิดของหิน และความสูงหน้าเหมืองเปลี่ยนไป และพื้นที่ที่มีการระเบิดนั้นฝนตกชุกมีน้ำขังในหลุมเจาะง่าย การใช้วัตถุระเบิด B ก็อาจไม่เหมาะสม จำเป็นต้องวิเคราะห์สภาวะการณ์ของกรณีศึกษาใหม่

หมายเหตุ ข้อมูลวัตถุระเบิด A เป็นวัตถุระเบิดชนิด gelatin dynamite วัตถุระเบิดชนิด B เป็น AN-FO (gravity loaded) และวัตถุระเบิด C เป็น 60% extra straight dynamite

5.5 โปรแกรมแบบจำลองการออกแบบระเบิดหินที่เหมาะสมที่สุด

โปรแกรมแบบจำลองในบทนี้ เป็นโปรแกรมสุดท้ายที่รวบรวมจากเอกสารและงานวิจัยที่ได้เรียบเรียงมาในบทก่อนหน้านี้ หลักการทำงานของโปรแกรมและสมมุติฐานที่ระบุไว้ ผู้วิจัยขอนำมากล่าวโดยย่อในหัวข้อนี้ เนื่องจากได้อธิบายไว้ในบทก่อน ๆ มาแล้ว

5.5.1 หลักการออกแบบงานระเบิดหินให้ได้ประสิทธิภาพสูงสุด

ประสิทธิภาพของงานการระเบิดหิน มีองค์ประกอบบางอย่างที่ผู้ปฏิบัติงานไม่สามารถปรับปรุงหรือไม่คุ้มค่าต่อการแก้ไข เช่น สภาพภูมิประเทศของหน้างาน ชนิดและโครงสร้างของมวลหิน ความสูงหน้าเหมือง (ในบางกรณี) แนวทิศทางของลม สภาพการดำเนินงานของช่วงฤดูกาลที่ปฏิบัติงาน อุปกรณ์และชนิดวัตถุระเบิด (ในบางกรณี) เป็นต้น

สิ่งที่พอจะเป็นแนวทางที่ใช้เป็นหลักการ สำหรับงานการออกแบบการระเบิดหินหรือการระเบิดแร่แต่ละครั้ง ได้แก่

1. การออกแบบต้องหวังผลให้เกิดการแตกหักของมวลสาร มีการแตกหักได้ขนาดเฉลี่ยของก้อนหินที่เหมาะสม เช่นประมาณ 50 ซม. ซึ่งเป็นการสะดวกทั้งการใช้รถขุดค้ำที่มีขนาดของกะพ้อรถค้ำ ประมาณ 2 เมตร และเมื่อนำเข้าโรงโม่หิน เครื่องจักรกลที่โรงโม่ในประเทศไทยนิยมติดตั้ง มีปากโม่ที่จะรับหินขนาดนี้แล้วบดย่อยหินได้ผลดี

2. การเคลื่อนที่ของมวลสารภายหลังจากการระเบิดก็มีความสัมพันธ์ การที่จะทำให้ออกหินกระเด็นหรือเคลื่อนที่ในระดับพอดีต่อการค้ำย้ายขึ้นรถบรรทุก เป็นสิ่งที่ช่วยให้งานการพัฒนาหน้าหินมีความรวดเร็วลดค่าใช้จ่ายในการเคลื่อนย้าย ดังนั้น การวางหน้างานระเบิดให้มีความสัมพันธ์กับมุมเอียงของโครงสร้างชั้นหินจะทำให้การเลื่อนไถลของมวลสารไปได้ไกลในระดับที่เหมาะสมกับความต้องการ และช่วยลดพลังงานการระเบิดในการผลักและยกมวลสารของหินระหว่างมีการระเบิดหินเกิดขึ้น การใช้แก๊สไฟฟ้าจั้งหะถ่วงก็ช่วยลดความคมให้ก้อนหินที่แตกหักกระเด็นผากองรวมอยู่ในตำแหน่งที่ต้องการได้ดี

3. ข้อจำกัดของการควบคุมความเสียหายที่อาจเกิดขึ้น เป็นสิ่งที่จำเป็น การที่ใช้ปริมาณวัตถุระเบิดสูงมากเกินไป มวลสารก็อาจเกิดการแตกร้าวหลังแนวระเบิด หรือได้ก้อนหินที่แตกหักเป็นผงมากเกินไป และยังก่อให้เกิดการสั่นสะเทือนสูง ระดับความดังเสียงเกินระดับจนเป็นอันตรายต่อหูและไตประสาท และหินปลิวกระเด็นไปไกล

การใช้วัตถุระเบิดต่ำเกินไป มวลหินก็อาจไม่เกิดการแตกที่ดี มีก้อนขนาดใหญ่โตมากเกินไป ทำให้ต้องมีการระเบิดย่อยเพิ่มขึ้นอีก ค่าใช้จ่ายย่อมสูงตามไปด้วย

4. ประสิทธิภาพของงานการระเบิดหินที่ดี การคำนึงถึงค่าใช้จ่ายโดยรวมที่แท้จริงทั้งหมด คือนำมาวิเคราะห์ร่วมด้วย จึงจะทำให้การระเบิดหินมีผลที่คุ้มค่าเชิงเศรษฐกิจ

5.5.2 รูปแบบของโปรแกรมแบบจำลองการระเบิดหินที่เหมาะสมที่สุด

โปรแกรมคอมพิวเตอร์ยังคงใช้การเขียนเป็นรูปแบบเมนู โดยใช้ภาษา Delphi มีชื่อของโปรแกรมว่า FRAGMENTATION ขั้นตอนในการคำนวณ เป็นไปตามที่ได้แสดงไว้ในตัวอย่างของกรณีศึกษา (หัวข้อ 5.5.1) ข้อมูลดิบและผลลัพธ์ของค่าที่คำนวณได้ สำหรับแบบจำลองการระเบิดหินระบุไว้ในตารางที่ 5.4

ตารางที่ 5.4 การวิเคราะห์ค่าใช้จ่าย เพื่อหาประสิทธิภาพและจุดที่เหมาะสมที่สุด ในการระเบิดหิน เปรียบเทียบกับวัตถุระเบิด 3 ชนิด ตารางย่อย ด้านบนเป็นข้อมูลดิบและค่ามิติที่ตรวจวัดในภาคสนาม ตารางย่อย ด้านล่างถัดลง ไปเป็นผลลัพธ์ใช้จ่ายต่าง ๆ ที่ได้วิเคราะห์แล้ว

Blasting Cost Prediction			
Data Input			
Shovel Size, m.	2.00	Borhole Diameter, m.	0.15
Unit Drilling Cost, RS/m.	80.00	Rock Type	หินปูน
Mineral Density, kg/m ³	2680.00	Bench Length per Round, m.	60.00
Bench Width per Round, m.	18.00	Bench Height per Round, m.	12.00
Bench Slope, Degrees	90.00	Accessory Cost, RS	10000.00
Selected Explosive			
Name	Density, kg/m ³	QE, kJ/kg	Unit Cost, /kg
A	1300	42.308	12.32
B	820	38.176	9.32
C	1140	36.837	10.46

Calculated Results			
	A	B	C
Explosive Name	A	B	C
Burden, m.	5.00	5.00	5.00
Spacing, m.	5.00	5.00	5.00
Number of Holes	36.00	36.00	36.00
Total Weight of Explosive, m.	7856.73	4955.78	6889.75
Total Volume of Rock, m ³	10800.00	10800.00	10800.00
Powder Factor, kg/m ³	0.727	0.459	0.638
Drilling Cost per Round, RS	38880.00	38880.00	38880.00
Blasting Cost per Round, RS	96794.92	46187.91	72066.77
Accessory Cost per Round, RS	10000.00	10000.00	10000.00
Sum All Cost, RS	145674.92	95067.91	120946.77
Unit Cost ,RS/m ³	13.49	8.80	11.20

บทที่ 6

บทสรุปการประเมินผลการระเบิด

งานการระเบิดหินในภาคสนาม การออกแบบงานระเบิด เพื่อให้มีประสิทธิภาพงานระเบิดที่ดี ได้แก่ การพยายามหาทางปรับปรุงความดันจากการระเบิดเต็มพิกัด ทำให้มีผลลัพธ์ของการแตกหักของมวลสารที่ดี ความคุมอันตรายที่อาจเกิดขึ้นจากการระเบิดที่มีผลกระทบต่อสิ่งแวดล้อมและชุมชน ตลอดจนควบคุมค่าใช้จ่ายให้อยู่ในระดับที่ไม่สูงเกินไปได้

โปรแกรมสำเร็จรูปที่ได้ เขียนไว้ตามแนวทางของนักวิจัยเด่น ความคุมกับการตรวจสอบและทดลองภาคสนาม แบ่งแนวทางการประเมินและวิเคราะห์ผล ตามที่ได้อธิบายไว้ในรายงานฉบับสมบูรณ์นี้ ออกเป็น 3 ส่วน

ส่วนที่ 1 เป็นโปรแกรมที่แสดงการวางแผนเบื้องต้น ข้อมูลดิบที่ได้เกือบทั้งหมดได้มาจากการวัดระยะมิติจากหน้างานระเบิด เมื่อผู้ใช้โปรแกรมได้ป้อนข้อมูลดิบหรือข้อมูลทั่วไปตามที่ระบุไว้ในเมนู โปรแกรมจะทำการคำนวณผลลัพธ์และแสดงรูปแบบกราฟิกของมิติและค่าที่สำคัญไว้

ส่วนที่ 2 เป็นโปรแกรมที่แสดงผลของการแตกหักของมวลหิน โดยใช้หลักการของการเสนอแนะจากสูตรเชิงประสพการณ์ กับผลการทดลองของ U.S. Bureau of Mines ร่วมกับการสังเกตการณ์กับตรวจวัดการแตกหักภาคสนามของเหมืองหินแบบขี้มันไค ในเขตจังหวัดสระบุรี เมื่อผู้ใช้โปรแกรมป้อนข้อมูลเข้า ตามที่ได้กำหนดไว้ในเมนู โปรแกรมจะทำการคำนวณและแสดงภาพกราฟิกพื้นที่ที่เกิดการแตกหักของมวลหินจากการระเบิด

ส่วนที่ 3 เป็นโปรแกรมที่แสดงผลการวิเคราะห์การใช้วัตถุระเบิดกับค่าใช้จ่ายโดยรวมของงานการระเบิดหิน ทั้งนี้จะเป็นโปรแกรมที่นำหลักการแก้ไขผลกระทบต่อสิ่งแวดล้อมของตัวแปรหลักหลายอย่างที่ทำให้เกิดอันตรายต่อชุมชนได้ เมื่อผู้ใช้โปรแกรมป้อนข้อมูลเข้า ตามที่ระบุให้ป้อนในเมนู โปรแกรมจะทำการคำนวณและแสดงลักษณะเชิงเรขาคณิตของหน้างานการระเบิดหิน ที่จะให้ประสิทธิภาพของผลลัพธ์การระเบิดสูง ได้ค่าการแตกหักของมวลหินที่เหมาะสมที่สุด

ประสิทธิภาพของงานการระเบิดที่ประเมินจากโปรแกรมในส่วนที่ 3 นี้ มีการวิเคราะห์ความคุมกับค่าใช้จ่ายในงานการระเบิดสำหรับวัตถุระเบิดที่ใช้ในเหมืองหินแต่ละแห่ง เพื่อให้คุมค่าเชิงเศรษฐกิจและการลงทุน

ภาคผนวก

ผลการตรวจวัดการแตกหักเพิ่มเติม

โครงการวิจัยภาคสนาม โดยอาศัยปัจจัยของการแตกหักของหินสำหรับการระเบิดแต่ละครั้งเป็นแนวทางในการหาประสิทธิภาพของงานระเบิด เป็นงานวิจัยด้วยเงินทุนงบประมาณแผ่นดิน (สง่า ตั้งชวาล และ ฉดัย ปัทมสูตร, 2539) กับงานวิจัยหาผลกระทบของการใช้วัตถุระเบิดในงานเหมืองแร่และเหมืองหินที่กำลังดำเนินการอยู่ปัจจุบัน ด้วยเงินทุนของกรมทรัพยากรธรณี (สง่า ตั้งชวาล และคณะ, 2540) แต่ก็ได้มีการนำผลหรือตัวเลขการแตกหักของหินมาใช้พล็อตกราฟของเส้นโค้งหาเปอร์เซ็นต์การกระจายขนาดของก้อนหิน (size distribution curve) ตามที่ได้อธิบายไว้ในตอนที่ 4 ของรายงานฉบับนี้

การตรวจวัดขนาดของหินที่แตกหักในภาคสนาม โดยการใช้ไม้วัดขนาดร่วมกับการถ่ายภาพหน้าเหมืองภายหลังการระเบิดเพียงจะเสร็จสิ้น ตรวจสอบด้วยตาเปล่าตามแนวที่กำหนดเพื่อหาค่าขนาดโดยเฉลี่ยของหินคำนวณเป็นเปอร์เซ็นต์โดยน้ำหนัก และยังสามารถสอบถามจากผู้ปฏิบัติงานในภาคสนามกับสอบถามจำนวนที่ขีวรถบรทุกที่หินส่งโรงไม้ เพื่อมาประกอบในการทำตารางการกระจายขนาดสะสม (size distribution) ของก้อนหินที่แตกหัก เมื่อเทียบกับค่าปริมาณน้ำหนักของวัตถุระเบิดที่ใช้ต่อปริมาตรของหินที่แตกหัก (ค่า powder factor) เพื่อมาวิเคราะห์หาประสิทธิภาพของการใช้วัตถุระเบิด

ตารางข้อมูลขนาดของการแตกหัก เฉพาะที่ได้คัดเลือกเป็นตารางอ้างอิงของข้อมูลดิบจากการตรวจวัดภาคสนาม เป็นกลุ่มเหมืองหินชั้นบนโดยขนาดใหญ่ที่ผลิตหินสำหรับอุตสาหกรรมซีเมนต์ และอยู่ในเขตจังหวัดสระบุรี ช่วงเวลาของการเก็บข้อมูลอยู่ระหว่างกลางปี 2539 ถึงกลางปี 2540 ข้อมูลดิบของหินที่แตกหักในกลุ่มเหมืองหินของบริษัทปูนซีเมนต์อยู่ในตารางที่ 7.1 ถึงตารางที่ 7.5



ตารางที่ 7.1 ข้อมูลดิบของค่าการกระจายขนาดที่ตรวจวัดภาคสนาม ณ บริษัท
ปูนซีเมนต์ไทย (เขาวง) จำกัด อำเภอยะพยา จังหวัดปัตตานี

Powder Factor(kg/cu.m.) →	0.38	0.40	0.41	0.39
Screen Size(m.) ↓	%cum.	%cum.	%cum.	%cum.
0	0	0	0	0
0.25	31.83	31.67	31.33	27.50
0.5	81.42	82.08	74.00	69.58
0.75	98.67	96.50	94.67	93.83
1	99.00	99.00	99.00	99.00
2	100.00	100.00	100.00	100.00

ตารางที่ 7.2 ข้อมูลดิบของค่าการกระจายขนาดที่ตรวจวัดภาคสนาม ณ บริษัท
ปูนซีเมนต์เอเชีย จำกัด อำเภอยะพยา จังหวัดปัตตานี

Powder Factor(kg/cu.m.) →	0.58	0.56	0.56
Screen Size(m.) ↓	%cum.	%cum.	%cum.
0	0	0	0
0.25	33.34	27.50	25.83
0.5	81.84	72.50	72.50
0.75	99.00	92.83	92.83
1	100.00	99.00	99.00
2	100.00	100.00	100.00

ตารางที่ 7.3 ข้อมูลคิบัการกระจายขนาดที่ตรวจวัดภาคสนาม ณ บริษัท
ปูนซีเมนต์นครหลวง จำกัด อำเภอกำแพงคอย สระบุรี

Powder Factor(kg/cu.m.) →	0.50	0.52	0.51	0.52
Screen Size(m.) ↓	%cum.	%cum.	%cum.	%cum.
0	0	0	0	0
0.25	29.17	43.33	36.67	45.00
0.5	78.75	70.58	74.58	85.00
0.75	97.67	93.67	94.00	96.50
1	99.00	99.00	99.00	99.00
2	100.00	100.00	100.00	100.00

ตารางที่ 7.4 ข้อมูลคิบัการกระจายขนาดที่ตรวจวัดภาคสนาม ณ บริษัท
ปูนซีเมนต์ไทย (กำแพงคอย) จำกัด อำเภอกำแพงคอย สระบุรี

Powder Factor(kg/cu.m.) →	0.35	0.58	0.51	0.37	0.58
Screen Size(m.) ↓	%cum.	%cum.	%cum.	%cum.	%cum.
0	0	0	0	0	0
0.25	45.83	38.33	42.50	40.00	43.33
0.5	85.00	81.00	75.42	75.42	75.42
0.75	96.83	96.33	92.67	92.67	92.67
1	99.00	99.00	99.00	99.00	99.00
2	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

ตารางที่ 7.5 ข้อมูลดิบค่าการกระจายขนาดที่ตรวจวัดภาคสนาม ณ บริษัท
ทีพีไอ โพลีน จำกัด อำเภอแก่งคอย สระบุรี

Powder Factor(kg/cu.m.) →	0.45	0.52	0.55	0.51
Screen Size(m.) ↓	%cum.	%cum.	%cum.	%cum.
0	0	0	0	0
0.25	54.17	38.33	45.83	45.83
0.50	92.00	85.25	88.50	88.50
0.75	99.00	97.33	98.00	98.00
1	100.00	99.00	99.00	99.00
2	100.00	100.00	100.00	100.00

บรรณานุกรม

1. สง่า ตั้งชวาล (2538)
 "แบบจำลองการยึดหยุ่นตัวของหิน เนื่องจากความดันจากการระเบิด" รายงานฉบับสมบูรณ์ เงินทุนวิจัยคณะของคณะวิศวกรรมศาสตร์ มีนาคม 2538 สถาบันวิจัยและพัฒนาคณะวิศวกรรมศาสตร์ จุฬาลงกรณ์มหาวิทยาลัย จำนวน 102 หน้า
2. สง่า ตั้งชวาล และ ฉดับ บัทมสุต (2539)
 "ผลกระทบเนื่องจากความไม่ต่อเนื่องในหิน ที่มีต่อการระเบิดและการสั่นสะเทือน" รายงานฉบับสมบูรณ์ เงินทุนวิจัยงบประมาณแผ่นดิน ธันวาคม 2539 สถาบันวิจัยและพัฒนาคณะวิศวกรรมศาสตร์ คณะวิศวกรรมศาสตร์ จุฬาลงกรณ์มหาวิทยาลัย จำนวน 191 หน้า
3. สง่า ตั้งชวาล, ภูษิณ มิชานะ, สุรพล ภูวิจิตร, สมศักดิ์ สายสินธุ์ชัย (2540)
 "ผลกระทบอันเนื่องมาจากการใช้วัตถุระเบิด ในงานเหมืองแร่และเหมืองหิน" ร่างรายงานฉบับสมบูรณ์ กรกฎาคม 2540 เสนอต่อคณะกรรมการตรวจสอบการจ้างงานโครงการศึกษาวิจัย กองการเหมืองแร่ กรมทรัพยากรธรณี จัดทำโดย คณะจารย์ ภาควิชาวิศวกรรมเหมืองแร่และปิโตรเลียม คณะวิศวกรรมศาสตร์ จุฬาลงกรณ์มหาวิทยาลัย จำนวน 228 หน้า
4. Adushkin, V.V., S.K. Kryndushkin and A.M. Tikhomirov (1987)
 "Compresional Wave Behavior with Explosion of a Cylindrical Charge in a Solid Medium," Soviet Mining Science, Plenum Publishing Corporation, New York, Vol. 23, pp. 253-261.
5. Andersen, O. (1952)
 "Blast Hole Burden Design," Proceedings, The Australasian Institute of Mining and Metallurgy, pp. 166-167.
6. Ash, R.L. (1963)
 "The Mechanics of Rock Breakage," Pit and Quarry Journal, Vol. 56, Nos. 2-5, pp. 98-100, 112 (No. 2); pp. 118-123 (No. 3); pp. 126-131 (No. 4); pp. 109-111, 114-118 (No. 5).

7. Ash, R.L. (1973)

"The Influence of Geological Discontinuities on Rock Blasting," Unpublished Ph.D. Dissertation, University of Minnesota, 289 pp.

8. Atlas Powder Company (1987)

"Explosives and Rock Blasting," Field Technical Operations, Atlas Powder Company, Dallas, 662 pp.

9. Bergmann, O.R., F.C. Wu and J.W. Edl (1974)

"Model Rock Blasting Measures Effect of Delays and Hole Patterns on Rock Fragmentation," Engineering and Mining Journal, Vol. 175, No. 6, pp. 124-127.

10. Burkle, W.C. (1980)

"Geology and Its Effect on Blasting," Proceedings of the Sixth Conference on Explosives and Blasting Technique, April 1980, Society of Explosives Engineers, Ohio, pp. 1-4.

11. Clark, G.W. (1985)

"Principles of Rock Fragmentation," John Wiley & Sons, New York, 610 pp.

12. Cunningham, C.V.B. (1983)

"The Kuz-Ram Model for Prediction of Fragmentation from Blasting," Preprint, First International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting, August 1983, Luleå, Sweden, Vol. 2, pp. 439-453.

13. Dick, R.A., L.R. Fletcher and Dennis V. D'Andrea (1973)

"A Study of Fragmentation from Bench Blasting in Limestone at a Reduced Scale," U.S. Bureau of Mines, Report of Investigations, No. 7704, 24 pp.

14. E.I. du Pont de Nemours and Co. (Inc.), (1980)
"Blasters' Handbook: 6th Edition," Sales Development Section,
Explosives Products Division, Wilmington, Delaware, 494 pp.
15. Gregory, C.E. (1984)
"Explosives for North American Engineers, Third Edition,"
Trans Tech Publications, 314 pp.
16. Gustafsson, R. (1981)
"Blasting Technique," Dynamite Nobel Wein, Vienna, 327 pp.
17. Hemphill, G. B. (1981)
"Blasting Operations," McGraw-Hill Book Company, New York,
258 pp.
18. Hjelmberg, H. (1983)
"Some Ideas on How to Improve Calculations of the Fragment
Size Distribution in Bench Blasting," Preprint First
International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting, August
1983, Luleå, Sweden, Vol. 2, pp. 469-494.
19. Hoek, E. and J.W. Bray (1981)
"Blasting," Chapter 11 in Rock Slope Engineering: Revised
Third Edition, The Institution of Mining and Metallurgy, London,
pp. 271-308.
20. ICI Explosives (1991)
"Safe and Efficient Blasting in Open Cut Mines and
Quarries," ICI Australia Operations, A.C.N., 17 Chapters. 643 pp.
21. Kihlstrom, B. (1973)
"The Swedish Wide Space-Blasting Technique," National
Symposium on Rock Fragmentation, Australian Geomechanics
Society, Adelaide, Vol. II, pp. 8-14.

22. Konya, C.J. and E.J. Walter (1991)
"Rock Blasting and Overbreak Control," U.S. Department of Transportation: National Highway Institute, Course No. 13211, 415 pp.
23. Konya, C.J. (1995)
"Blast Design," Intercontinental Development Corporation, Montville, Ohio, 230 pp.
24. Kuznetsov, V.M. (1973)
"The Mean Diameter of the Fragments formed by Blasting," Soviet Mining Science, Vol. 9, No. 2, pp. 144-148.
25. Langefors, U. H. Westerberg and B. Kihlstrom (1958)
"Ground Vibration in Blasting," Water Power Journal, Vol. 10, Part I - September 1958, pp. 335-338, 351; Part II - October 1958, pp. 390-395; Part III - November 1958, pp. 421-424.
26. Langefors, U. and B. Kihlstrom (1978)
"The Modern Technique of Rock Blasting: Third Edition," A Halted Press Book, John Wiley & Sons, New York, 438 pp.
27. Persson, P.-A., R. Holmberg and J. Lee (1994)
"Rock Blasting and Explosives Engineering," CRC Press, Boca Raton, Florida, 540 pp.
28. Pugliese, J.M. (1972)
"Designing Blast Patterns Using Empirical Formulas: A Comparison of Calculated Patterns With Plans Used in Quarrying Limestone and Dolomite, With Geologic Considerations," U.S. Bureau of Mines: Information Circular, No. 8550, 33 pp.
29. Rollins, R.R. and Shih-Wen Wang (1990)
"Fragmentation Prediction in Bench Blasting," Proceedings,

Third International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting, August 1990, Brisbane, Australia, pp. 195-198.

30. Rosin, R. and E. Rammler (1933)

"Laws Governing Fineness of Powdered Coal," Journal, Institution of Fuels, Vol. 7, pp. 29-36.

31. Sharma, D.K., A.K. Pandey, A. Srivastava and A. Das (1990)

"A Performance Prediction Model for Optimized Drilling and Blasting Costs," Proceedings, Third International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting, August 1990, Brisbane, Australia, pp. 31-36.

32. Singh, B., P. Pal Roy, R.B. Singh, a. Bagchi, M.M. Singh, M.D. Nabiullah (1993)

"Blasting in Ground Excavations and Mines," A.A. Balkema, Rotterdam, 177 pp.

33. Society of Mining Engineers (1985)

"SME Mineral Processing Handbook," N. L. Weiss (Editor in Chief), American Institute of Mining, Metallurgical, and Petroleum Engineers, Inc, New York, Vol. 1, pp. 3A1 - 3A28.

34. Tangchawal, S. (1995 a)

"Elastic Models of Rock Due to Explosion Pressures," Proceedings, Third International Conference on Recent Advances in Geotechnical Earthquake Engineering and Soil Dynamics, April 1995, S. Prakash (Editor), St. Louis, University of Missouri-Rolla, Vol. III, pp. 1333-1338.

35. Tangchawal, S. (1995 b)

"Blasting Models in Open Pit," Proceedings of the International Conference on Geology, Geotechnology and Mineral

Resources of Indochina, November 1995, L. Wannakao (Editor-in-Chief), Khon Kaen, Khon Kaen University, pp. 409-416.

36. Tangchawal, S. (1997)

"Vibration and Damage Control for Two Limestone Quarries in Thailand," Proceedings, International Symposium on Engineering Geology and the Environment, June 1997, Marinos, et al., Editors, Held in Athens, Greece, A.A. Balkema, Vol. 3, pp. 2543-2548. Report, No. 77-81, 86 pp.

37. Tangchawal (1997)

"Vibration and Damage Control of Rock Blasting in Thailand," Proceedings 30th Year Anniversary Symposium of the Southeast Asian Geotechnical Society, November 1997, Held at AIT Center, Asian Institution of Technology, Bangkok, pp. (4-66) - (4-76).

38. White, T.E. and P. Robinson (1995)

"The Use of Explosives in Quarrying," The Institute of Quarrying, Nottingham, 212 pp.

จุฬาลงกรณ์มหาวิทยาลัย

ทุนอุดหนุนโครงการสิ่งประดิษฐ์

คู่มือการใช้โปรแกรม FRAGMENTATION

ประกอบกับรายงานฉบับสมบูรณ์ เรื่อง
แบบจำลองการคาดคะเนของผล
การระเบิดในเหมืองหิน เพื่อให้ได้การแตกหักที่เหมาะสมที่สุด
Optimized Model in Rock
Fragmentation from Blasting

โดย

รองศาสตราจารย์ ดร. สง่า ตั้งชवाल
ภาควิชาวิศวกรรมเหมืองแร่และปิโตรเลียม
คณะวิศวกรรมศาสตร์ จุฬาลงกรณ์มหาวิทยาลัย

พฤศจิกายน 2540

สารบัญ

	หน้า
1. Overview	1
2. ลักษณะของการทำงาน	1
3. การป้อนข้อมูล	1
4. การแสดงผลการคำนวณ	2

รูปประกอบคู่มือ

รูปที่ 1 หน้าต่างเริ่มต้นของโปรแกรม Fragmentation	2
รูปที่ 2 การเลือกเมนู Ash's Method	3
รูปที่ 3 การเลือกเมนู Konya's Method	3
รูปที่ 4 การเลือกเมนู IMM's Method	4
รูปที่ 5 การเลือกเมนู Apply Method	4
รูปที่ 6 การเลือกเมนู Rock Fragmentation	5
รูปที่ 7 การเลือก Apply Method อีกแบบ	5
รูปที่ 8 การเลือก Unit Conversion	6
รูปที่ 9 การเลือก Select Pattern	6
รูปที่ 10 การเลือกแพตเทิร์นการเจาะหลุมบรรจุวัตถุระเบิด	6
รูปที่ 11 การเลือกปุ่มช่วยเหลือพิเศษ	7
รูปที่ 12 ตัวอย่างการแสดงผลเมื่อกดปุ่มช่วยเหลือพิเศษ	7
รูปที่ 13 ตัวอย่างการป้อนข้อมูลดิบของ Apply Method	7
รูปที่ 14 ตัวอย่างการป้อนข้อมูลดิบเพื่อคำนวณการแตกหักของหิน	8

	หน้า
รูปที่ 15 ผลการคำนวณจากข้อมูลดิบของรูปที่ 14	8
รูปที่ 16 ตัวอย่างการป้อนข้อมูลดิบ เพื่อการประเมินประสิทธิภาพการ ระเบิด	9
รูปที่ 17 ผลการคำนวณจากข้อมูลดิบของรูปที่ 16	9

คู่มือการใช้งาน โปรแกรม Fragmentation

1. Overview

การใช้งาน ใช้งานบน Windows 95

Compiler Borland Delphi Version 2

2. ลักษณะของการใช้งาน

การใช้งาน จะให้ผู้ใช้เลือกวิธีการคำนวณจากเมนูซึ่งจะแยกประเภทของการคำนวณ ออกเป็นเมนูต่าง ๆ ดังนี้

- เมนู Calculation Method จะมีการคำนวณตามทฤษฎี ซึ่งมีการคำนวณ 3 วิธีดังนี้
 - Ash's Method
 - Konya's Method
 - IMM's Method
- เมนู Apply Method จะเป็นการคำนวณเพื่อใช้ประยุกต์ในการปฏิบัติงานภาคสนาม
- เมนู Prediction จะเป็นการคำนวณเพื่อทำนายผลของการระเบิดหิน และ ค่าใช้จ่ายในการระเบิดแต่ละครั้ง
 - เมนู Rock Fragmentation Prediction เป็นการคำนวณเพื่อคาดคะเนการแตกหักของหิน
 - เมนู Prediction of Blasting Cost เป็นการคำนวณเพื่อประเมินประสิทธิภาพของการระเบิดหิน เมื่อมีวัตถุระเบิดหลายชนิดในการเปรียบเทียบ

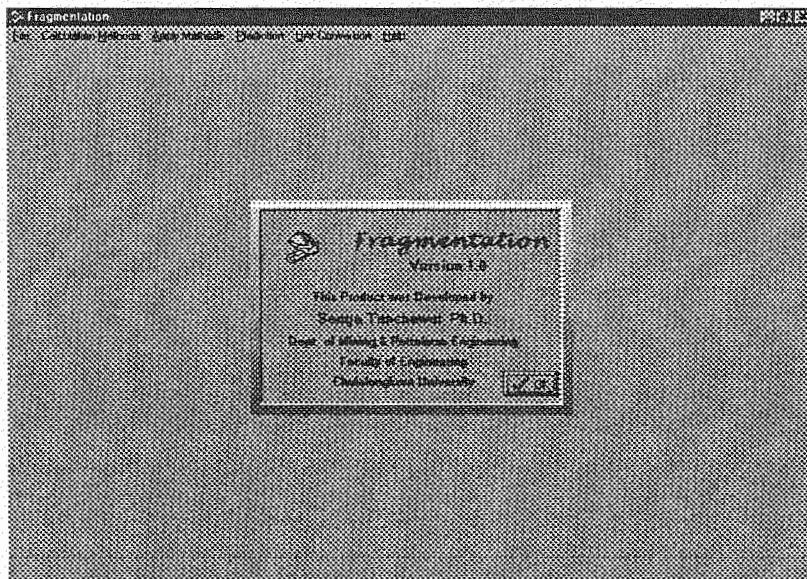
3. การป้อนข้อมูล

- การเลือก รูปแบบแพตเทิร์นการเจาะเพื่อบรรจุวัตถุระเบิด ผู้ใช้สามารถเลือกจากปุ่ม Select Pattern หรือ ใช้วิธี Double Click ที่กรอบ Pattern ก็ได้ ถ้าไม่มีการเลือก โปรแกรมจะถือว่า ผู้ใช้เลือกรูปแบบแพตเทิร์นการเจาะเพื่อบรรจุวัตถุระเบิด แบบ A

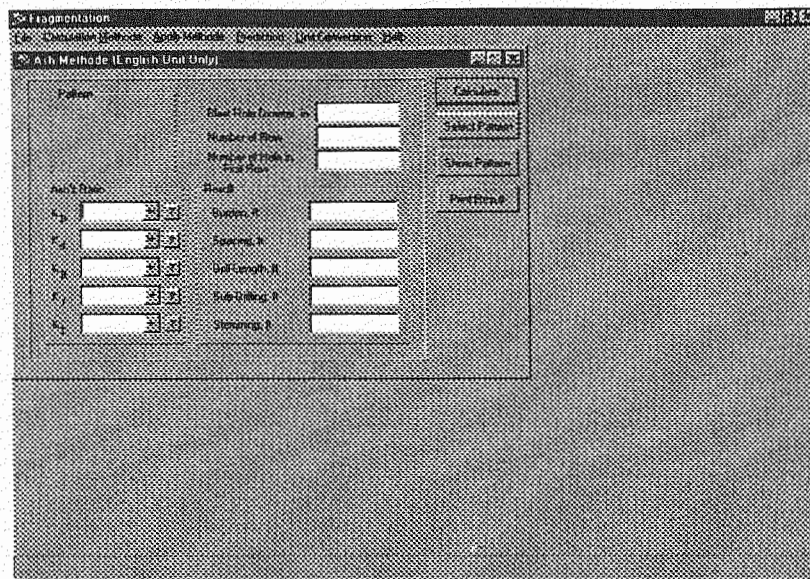
4. การแสดงผลการคำนวณ

เมื่อผู้ใช้ป้อนข้อมูลลงในโปรแกรมครบถ้วนแล้ว โปรแกรมจะแสดงผลการคำนวณ ก็ต่อเมื่อผู้ใช้ กดที่ปุ่ม Calculate แล้ว และจะแสดงรูปแบบการเจาะเพื่อบรรจุวัตถุระเบิด เมื่อผู้ใช้เลือกกดที่ปุ่ม Show Pattern

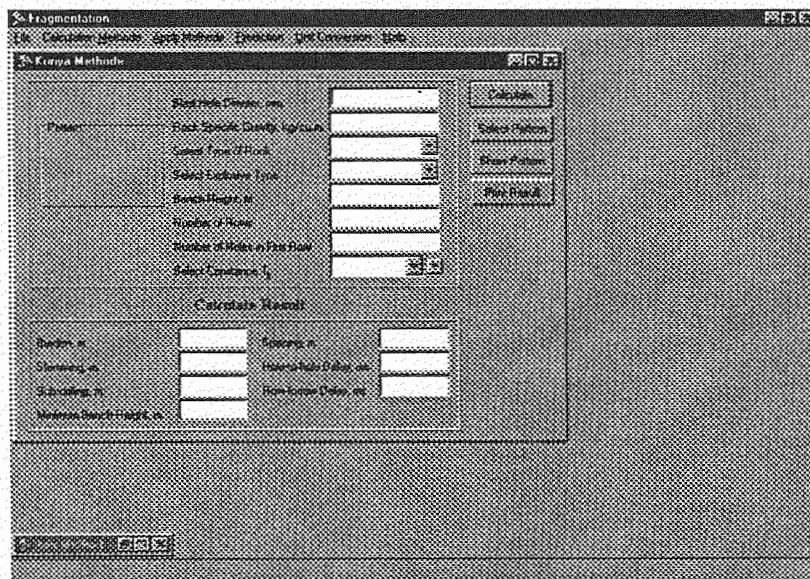
เมื่อผู้ใช้ต้องการแสดงผลออกทางเครื่องพิมพ์ ก็เพียงกดปุ่ม Print Result โปรแกรมก็จะพิมพ์ค่าของผลการคำนวณ และ การเจาะหลุมเจาะเพื่อใส่วัตถุระเบิด และกราฟ (ในกรณีการคำนวณ การคาดคะเนการแตกหักของหิน)



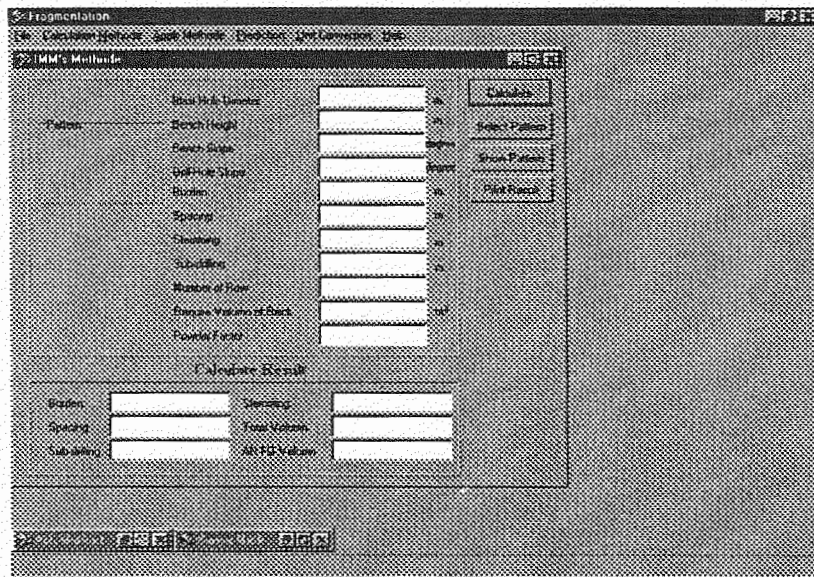
รูปที่ 1 หน้าต่างเริ่มต้นของโปรแกรม Fragmentation



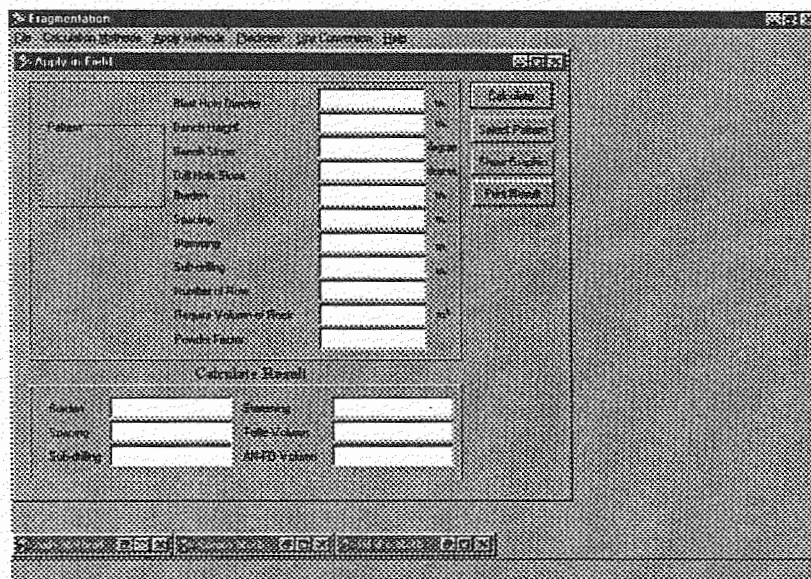
รูปที่ 2 การเลือกเมนู Ash's Method



รูปที่ 3 การเลือกเมนู Konya's Method



รูปที่ 4 การเลือกเมนู IMM's Method

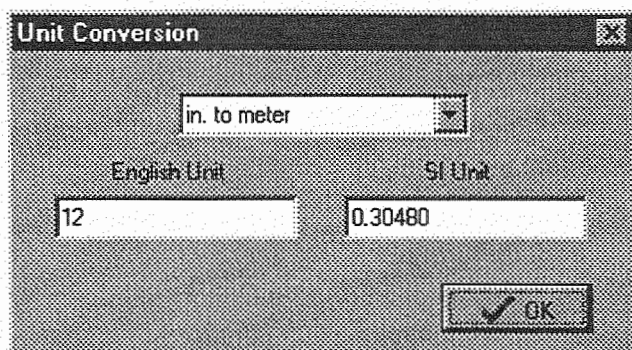


รูปที่ 5 การเลือกเมนู Apply Method

รูปที่ 6 การเลือกเมนู Rock Fragmentation

Name	Quantity (kg)	Unit Cost (฿/kg)	Unit Cost (฿)

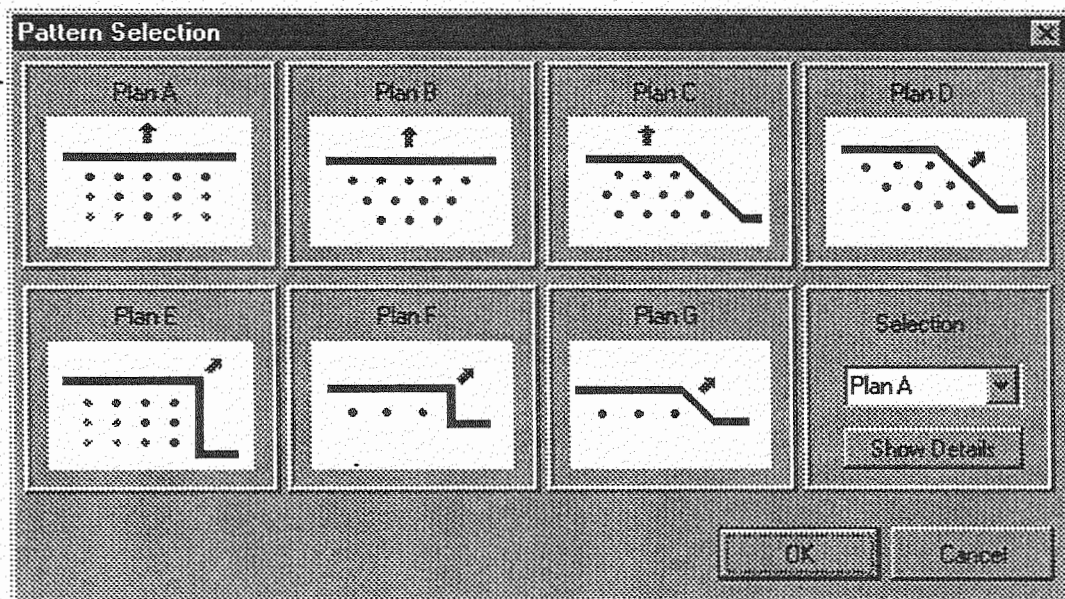
รูปที่ 7 การเลือก Apply Method อีกแบบ



รูปที่ 8 การเลือก Unit Conversion



รูปที่ 9 การเลือก Select Pattern



รูปที่ 10 การเลือกแพตเทิร์นการเจาะหลุมบรรจุวัตถุระเบิด



รูปที่ 11 การเลือกปุ่มช่วยเหลือพิเศษ

Tensile Strength of Rock, kN/m ²	<input type="text"/>
Rock Factor	<input type="text" value="7"/> : For medium hard highly fractured rock <input type="text" value="10"/> : For hard highly fractured rock <input type="text" value="13"/> : For hard competent rock
Energy, kJ/Kg	<input type="text"/>

รูปที่ 12 ตัวอย่างการแสดงผลเมื่อกดปุ่มช่วยเหลือพิเศษ

Fragmentation

File | Calculation Methods | Apply Method | Division | Job Control | Help

Apply in Field

Blow rate (times)	<input type="text" value="0.2"/>	m
Bench Height	<input type="text" value="20"/>	m
Bench Slope	<input type="text" value="70"/>	degrees
Dial Hole Depth	<input type="text" value="70"/>	mm
Drum	<input type="text" value="7"/>	m
Spacers	<input type="text" value="7"/>	m
Clearing	<input type="text" value="2"/>	m
Sub-drilling	<input type="text" value="1"/>	m
Number of Rows	<input type="text" value="3"/>	
Fragmentation of Rock	<input type="text" value="15000"/>	m ³
Power Factor	<input type="text" value="0.4"/>	

Calculate Result

Drum	<input type="text" value="7"/>	Clearing	<input type="text" value="2"/>
Sub-drilling	<input type="text" value="1"/>	Energy Factor	<input type="text" value="13782.96"/>
		FRFD Factor	<input type="text" value="7.46"/>

Buttons: Calculate, Select Pattern, Show Division, Show Result

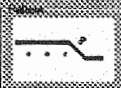
รูปที่ 13 ตัวอย่างการป้อนข้อมูลดิบของ Apply Method

Fragmentation

File Edit View Options Help Database Desktop Unit Conversion Help

Rock Fragmentation Prediction

Values



Pattern Properties

Flow:

No. of beds in face flow:

Equation

Type of Equation:

Energy, kJ/kg:

Crack's Character Length, m:

Calculate

Select Pattern

Block

Block Size (meters), m:

Bench Height, m:

Blocker, m:

Spacing, m:

Powder Factor:

Plateau Height (meters), m:

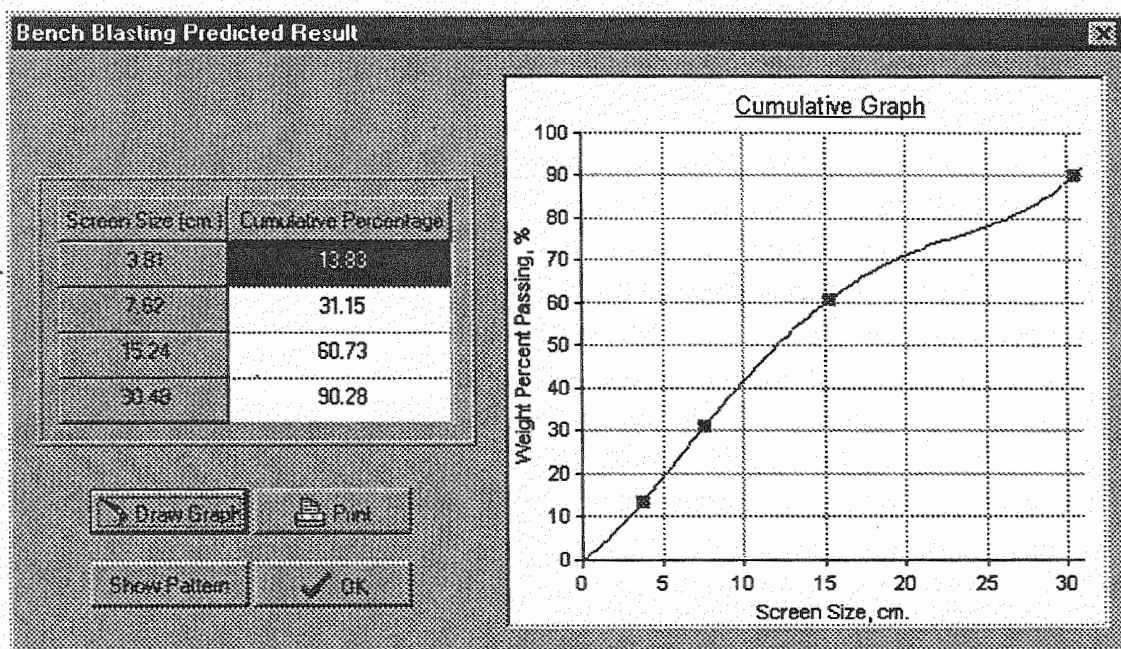
Fracture Intensity of Rock, 1/meter:

Rock Density, kg/cubic m:

Tensile Strength of Rock, kg/cubic m:

Rock Factor:

รูปที่ 14 ตัวอย่างการป้อนข้อมูลเพื่อคำนวณ การแตกหักของหิน



รูปที่ 15 ผลการคำนวณจากข้อมูลดิบของรูปที่ 14

Fragmentation

Calculation Methods: Blast Methods, Prediction, Unit Conversion, Unit

Prediction of Blasting Cost

Drift Type:

Drift Size & Line Cost of Cut: Calculate

Drift Diameter (m): Blast Diameter:

Line Cutting Cost (RS/m): Powder Length per Round (kg):

Drift Length & Round Index: Round Weight per Round (kg):

Interval Time: Round Spacing (m):

Mineral Density (kg/m³): Round Type (m):

Density, Maximum Rock Potential & Unit Cost of Explosive

ANFO Add Explosive

	Name	Drift Type	Drift Size	Line Cost (RS/m)
1	ANFO	020	36.17	9.32
2	Detonin dynamite	1300	42.308	12.32
3	Extra Straight dynamite	1140	36.837	10.46

Cost of Accessories (RS):

รูปที่ 16 ตัวอย่างการป้อนข้อมูลเพื่อคำนวณ การประเมินประสิทธิภาพ การระเบิด

Cost Predicted Result

Content/Explosive Type	A	B	C
Explosive Name	ANFO	Detonin dynamite	Extra Straight dynamite
Burden (m.)	5.00	5.00	5.00
Spacing (m.)	5.00	5.00	5.00
Number of Hole	36.00	36.00	36.00
Total Wt. of Explosive (m.)	4955.78	7856.73	6889.75
Total Volume of Rock (cu. m.)	10800.00	10800.00	10800.00
Powder Factor	0.459	0.727	0.638
Drilling Cost per Round (RS)	38880.00	38880.00	38880.00
Blast Cost per Round (RS)	46187.91	96794.92	72066.77
Accessories Cost per Round (RS)	10000.00	10000.00	10000.00
Sum All Cost (RS)	95067.91	145674.92	120946.77
Unit Cost (RS/cu. m.)	8.80	13.49	11.20

OK Print Result



รูปที่ 17 ผลการคำนวณจากข้อมูลดิบของรูปที่ 16