

Міністерство освіти і науки України
Національний технічний університет України
"Київський політехнічний інститут "

А.П. Пашков

РЕСУРСОЗБЕРІГАЮЧІ ТЕХНОЛОГІЇ В ГІРНИЦТВІ

Міністерство освіти і науки України
Національний технічний університет України
"Київський політехнічний інститут "

А.П. Пашков

**РЕСУРСОЗБЕРІГАЮЧІ
ТЕХНОЛОГІЇ В ГІРНИЦТВІ**

Київ 2008

УДК 622.013
ББК 63 104.11
П 69

Рецензенти: Директор Криворізького гірничого інституту
Криворізького технічного університету
доктор технічних наук, професор Перегудов В.В.;
професор Національного технічного університету України
доктор технічних наук Воробйов В.Д.

Пашков А.П.

1169 Ресурсозберігаючі технології в гірництві: Підручник з курсу
лекцій - К.: НТУУ «КПІ», - 2008. - 102 с.

ISBN 966-7103-97-8

У посібнику розглядаються основи ресурсозбереження на відкритих гірничих роботах. Наведені напрямки та потенційні можливості підвищення ефективності гірничого виробництва шляхом запровадження на підприємствах комплексних заходів з ресурсозбереження.

Посібник відповідає навчальній програмі нормативної дисципліни «Ресурсозберігаючі технології в гірництві» для вищих закладів освіти -IV рівнів акредитації. Розрахований на студентів, викладачів, фахівців-ирактиків гірничої справи та всіх, хто цікавиться проблемами ресурсозбереження і енергозбереження на виробництві.

УДК 622.013
ББК 65.304.11

ISBN 966-7103-55-2

© Пашков Л.П., 2008

Передмова.....	4
ЛЕКЦІЯ 1. ВСТУПНА ЛЕКЦІЯ. МЕТА ТА ЗАДАЧІ ДИСЦИПЛІНИ.....	6
ЛЕКЦІЯ 2. ГІРНИЧА ПРОМИСЛОВІСТЬ І ЇЇ МІНЕРАЛЬНІ РЕСУРСИ.....	10
ЛЕКЦІЯ 3. КОРОТКА ХАРАКТЕРИСТИКА МІНЕРАЛЬНОЇ СИРОВИНИ.....	14
ЛЕКЦІЯ 4. АНАЛІЗ СТАНУ ТА ПЕРСПЕКТИВИ ВІДКРИТОЇ РОЗРОБКИ ЗАЛІЗОРУДНИХ РОДОВИЩ УКРАЇНИ.....	19
ЛЕКЦІЯ 5. ПІДГОТОВКА ГІРСЬКИХ ПОРІД ДО ВИЙМАННЯ.....	26
ЛЕКЦІЯ 6. БУРОВІ РОБОТИ.....	32
ЛЕКЦІЯ 7. ВИБУХОВІ РОБОТИ.....	36
ЛЕКЦІЯ 8. ВПЛИВ ЕНЕРГОЗАТРАТ І ПАРАМЕТРІВ ВИБУХОВИХ РОБІТ НА ВТРАТИ МІНЕРАЛЬНИХ РЕСУРСІВ.....	40
ЛЕКЦІЯ 9. МЕТОДИКА РОЗАХУНКУ ПАРАМЕТРІВ ВИБУХОВИХ РОБІТ У БЛОЧНИХ МАСИВАХ СКЕЛЬНИХ ПОРІД (ПІД СХЕМИ ВИБУХУ, ДЛЯ ПОРІД З ЧІТКО ВИРАЖЕНОЮ ТРІЩИНОВАТІСТЮ).....	47
ЛЕКЦІЯ 10. МЕТОДИКА РОЗРАХУНКУ ПАРАМЕТРІВ ВИБУХОВИХ РОБІТ НА ОТРИМАННЯ ПОТРІБНОЇ ЯКОСТІ ПОДРІБНЕНОЇ ГІРСЬКОЇ МАСИ (ПІД СХЕМИ ВИБУХІВ, ДЛЯ РУЙНУВАННЯ СКЕЛЬНИХ ПОРІД З ХАОТИЧНОЮ ТРІЩИНОВАТІСТЮ).....	50
ЛЕКЦІЯ 11. ОБГРУНТУВАННЯ ІНЖЕНЕРНИХ ЗАСОБІВ УПРАВЛІННЯ ПАРАМЕТРАМИ ВИБУХОВОГО ІМПУЛЬСА З ВРАХУВАННЯМ ЕНЕРГЕТИЧНИХ ТА ВТРАТ СИРОВИНИ.....	59
ЛЕКЦІЯ 12. ВПЛИВ КОНСТРУКЦІЇ ТА МАТЕРІАЛІВ ЗАБИВКИ НА РЕСУРСОЗБЕРЕЖЕННЯ І ПИЛОГАЗОВІ ВИКИДИ.....	66
ЛЕКЦІЯ 13. ЕНЕРГОЄМНІСТЬ ЕКСКАВАТОРНИХ РОБІТ.....	72
ЛЕКЦІЯ 14. РЕСУРСОЗБЕРЕЖЕННЯ ПРИ ТРАНСПОРТУВАННІ ГІРСЬКОЇ МАСИ.....	76
ЛЕКЦІЯ 15. ЗНИЖЕННЯ ЕНЕРГОЄМНОСТІ ПОДРІБНЕННЯ ГІРНИЧИХ ПОРІД ПРИ ЦПТ І ДРОБАРНО-КОНВЕЄРНИМИ КОМПЛЕКСАМИ.....	80
ЛЕКЦІЯ 16. ОПТИМІЗАЦІЯ ІНШИХ ТЕХНОЛОГІЧНИХ ПРОЦЕСІВ ЗА ЕНЕРГЕТИЧНИМИ ПОКАЗНИКАМИ.....	87
ЛЕКЦІЯ 17. ВІДХОДИ ГІРСЬКОГО ВИРОБНИЦТВА, ЇХ ПЕРЕРОБКА І УТИЛІЗАЦІЯ. ХАРАКТЕРИСТИКА, ДЖЕРЕЛА ТА МАСШТАБИ УТВОРЕННЯ ВІДХОДІВ ГІРСЬКОГО ВИРОБНИЦТВА.....	91
ЛІТЕРАТУРА.....	97

Передмова

В нашому суспільстві у теперішній час виникли серйозні проблеми. З одного боку, необхідність задовольняти потреби суспільства, що супроводжується використанням значних об'ємів природних ресурсів при щорічному світовому середньому приросту добування корисних копалин на 3-4%, а загальні щорічні обсяги на земній кулі досягли понад 20 млрд. т корисних копалин через щорічне збільшення населення у світі близько на 72 млн. людей. З іншого боку, руйнація навколишнього середовища досягла кризового стану (на більшій частині планети), яка без сумніву пов'язана з ростом технологій. Враховуючи рівень насилля, саморуйнування, захворюваності, неспроможності звільнитися від страху, нерівний розподіл багатства спостерігач, напевно, визначив би цю загальну ситуацію як повний провал.

Чи можемо ми звинувачувати в цьому технологію? Звичайно лише частково. Але враховуючи заяву тих, хто ратує за розв'язання усіх проблем за допомогою технологій, можна визначити, що машини так і не змогли створити обіцяну утопію. А як ми бачимо сьогодні напроти створили багато нових проблем. Із сільськогосподарського обороту щорічно в світі вибуває 1 млн. га землі. Промислові підприємства викидають на рік 32 млрд.м неочищених вод, 250 млн. т пилу та 70 млн. т шкідливих газів. Лише в Україні обсяги відвалів гірничих порід досягли понад 25 млрд. т, з них біля 10 млрд. т в відвалах Кривбасу і териконах Донбасу. Значної шкоди завдають великомасштабні вибухи під час підготовки і розчинення вибухових речовин (ВР) протягом 72-120 годин, коли відомо, що за одну годину на кар'єрах Крив басу розчиняється до 1,5 т ВР.

Через порушення природних взаємозв'язків людство усе суттєвіше відчуває на своєму здоров'ї небажаних наслідків. Тому проблема ресурсозбереження в гірництві постає особливо гостро.

Комплексне вирішення проблеми захисту довкілля від забруднення і виснаження природних ресурсів повинні базуватись на принципах безвідходного виробництва, тобто шляхом здійснення відповідних організаційно-технічних заходів, застосування більш досконалої техніки і технологій розробки родовищ, переробки відходів у процесі виробничого циклу, розумного використання усіх компонентів сировини, що видобувається і переробляється.

Пошук раціональних варіантів рішень ресурсозбережень повинен здійснюватися на усіх стадіях інженерно-технічної діяльності (при розробці наукових рекомендацій, проектуванні тощо).

Головними напрямками охорони навколишнього середовища і комплексного використання природних ресурсів в гірничовидобувній промисловості слід вважати:

- 1) охорона і раціональне використання водних ресурсів;
- 2) охорона повітряного басейну та охорона і раціональне використання земель;
- 3) охорона і раціональне використання надр та комплексне використання відходів виробництва.

Всі ці проблеми вивчає дисципліна ресурсозбереження в гірництві. З екологічної точки зору утилізація розкривних порід, їх раціональне розміщення та використання у промисловості й будівництві є основним напрямком розвитку ресурсозберігаючих технологій відкритих гірничих робіт.

Особливе значення при цьому має бути приділено підвищенню коефіцієнта використання природних ресурсів та удосконаленню технологій видобування під час всіх процесів: бурінні, вибухових робіт, екскавації, транспортуванні гірничих порід та збагаченні корисних копалин.

Знання основ ресурсозбереження в гірництві в сучасних умовах - одне з головних вимог до підготовки висококваліфікованих магістрів і спеціалістів-екологів для гірничої промисловості.

Базою даного навчального курсу є вчення про гірничі породи і наукові дослідження останніх років з ресурсозбереження у гірництві. Запропонований курс лекцій складений згідно з програмою курсу «Ресурсозберігаючі технології у гірництві». В підручнику наведено відомості про мінерально-сировинні, земельні та енергетичні ресурси, розглянуто принципи питань технологій, комплексного використання мінеральних ресурсів, узагальнений передовий досвід енергозбереження буровибухових робіт в складних гідрогеологічних умовах.

Під час написання підручника автором використані не тільки свої праці, але й роботи багатьох відомих вчених, у тому числі: Агошкова М.І., Арсентьева О.І., Ласкоріна Б.Н., Трубецького К.Н., Темченко А.Г., Тангаєва І.А., Шапаря А.Г. і багатьох інших.

Лекція 1. ВСТУПНА ЛЕКЦІЯ.МЕТА ТА ЗАДАЧІ ДИСЦИПЛІНИ

Розподіл учбового часу на вивчення дисципліни:

Лекції	- 34 години (17 занять)
Практичні заняття	- 10 годин (5 занять)
Консультації	- 5,02 годин
Екзамен	-4,62 годин
1 Контрольна робота (мод. темат.)	- 3,5 годин
1 РГР	- 7,0 годин
Всього	- 90 годин

1. Сучасний стан та тенденції відкритих гірничих робіт

На земній кулі добувається щорічно понад 20 млрд. т корисних копалин (без будівельних гірських порід і газу). Проте через недосконалі технології видобування та переробки мінеральної сировини, незадовільне вирішення питань комплексного освоєння родовищ у надрах залишаються і втрачаються лише в Україні:

- 1) 70% розвіданих запасів нафти;
- 2) до 50% солей;
- 3) до 28% вугілля;
- 4) до 25% металів.

Разом з тим на території України накопичені відходи у поверхневих сховищах більше 25 млрд.т., що в розрахунку на 1 км² площі становить близько 40 тис.т. Відходи нагромаджені в хвостосховищах (шламосховища), тереконах, відвалах, різних звалищах. Площа земель зайнята ними близько 160 тис.га.

Щороку загальна кількість відходів в Україні складає 410-430 млн.т, а утилізується лише третина. В той же час потенційна вартість техногенних родовищ за попередніми розрахунками становить десятки тис.млрд. доларів США. Саме через це маса вторинних ресурсів України на 1 км² в 6 раз більша ніж США, та в 3 рази більша ніж в державах Європи.

2. Мета та задачі дисципліни

2.1. Метою вивчення дисципліни "Ресурсозберігаючі технології в гірництві" (РЗТ) є отримання фундаментальних теоретичних знань, набуття вміння та навичок під час виконання розрахунків, розробці проектів і вирішення практичних задач по технологічним процесам гірничого виробництва для використання в своїй майбутній професійній діяльності і напрямках на досягнення більш повного вилучення корисних мінеральних компонентів при розробці місця знаходження корисних копалин, включаючи накопичення відходів.

Основними задачами даної дисципліни є:

- ознайомлення з основними принципами РЗТ;
- вивчення мінеральних ресурсів по галузям гірничо-видобувної промисловості;
- вивчення відходів виробництва по галузям гірничо-видобувної промисловості;
- вивчення перспектив розвитку РЗТ в основних галузях гірничо-видобувної промисловості;
- вивчення теоретичних основ РЗТ та математичних методів їх моделювання;
- вивчення економічних, правових і технологічних аспектів РЗТ;
- вивчення особливостей РЗТ при добуванні та розробці місцезнаходжень корисних копалин;
- вивчення основних принципів комплексного освоєння надр та використання мінеральної сировини;
- вивчення вторинних матеріальних ресурсів - відходів виробництва та використання;
- вивчення ролі РЗТ в розвитку будівельних матеріалів;
- вивчення ролі РЗТ в охороні навколишнього середовища.

2.2. Ресурсозберігаючі технології в гірничій справі

Ресурсозберігаючі технології в гірничій справі - це технологія при застосуванні якої паралельно з відпрацюванням запасів корисних копалин проводиться ціленаправлена зміна умов залягання та якості геогенних і техногенних утворень, в результаті чого створюються нові ресурси надр у вигляді техногенних родовищ, відпрацьованого простору, порожнин надр, водоймищ і іншого, або здійснюється переклад потенціальних ресурсів в реальні.

Більш вузьке визначення терміну "ресурсозберігаючі технології в гірничій справі" - це технологія, яка забезпечує зменшення втрат сировини або максимально можливе отримання корисної сировини з врахуванням перспектив розвитку науки, техніки і народно-господарських потреб.

Ресурсозберігаючі технології проведення гірничих робіт - це система взаємозв'язаних ціленаправлених науково-технічних рішень, які передбачають максимальне вилучення і корисне використання мінеральної сировини з мінімальним негативним впливом на навколишнє середовище в поєднанні з раціональними, енергетичними і матеріальними затратами на здійснення технологічних операцій та процесів.

Відомі також і інші технології гірничих робіт: безвідходна та маловідходна.

Безвідходна технологія гірничих робіт (БТГР) це напрямок комплексного використання корисних копалин і захист навколишнього середовища від забруднень, яка пропонує максимальне вилучення їх сировини з сировини всіх цілих компонентів при мінімальному виділенні або повній відсутності відходів (твердих, рідких). При застосуванні безвідходної технології гірничих робіт крім отримання основних компонентів та другорядних чорних та кольорових металів можливо виробництво будівельних матеріалів (цегли, цементу, шлакоблоків, гальки), матеріалів для дорожнього покриття хімічних продуктів, добрив, а також використання порід відвалів для закладки виробленого простору шахт, кар'єрів і т.д.

Маловідходна технологія гірничих робіт (МТГР) - це напрямок комплексного використання корисних копалин і захист навколишнього середовища від забруднень, яка пропонує максимальне вилучення їх сировини з сировини всіх цілих компонентів при мінімальному виділенні або повній відсутності відходів (твердих, рідких). МТ передбачає створення на підприємствах процесів отримання додаткової продукції з відходів, розробку процесів переробки відходів виробництва на вторинні матеріальні ресурси.

Науково-дослідна робота по створенню і впровадженню безвідходних та маловідходних технологій добування та переробки мінеральної сировини оснований на всебічному обліку екологічних факторів і розвиваються, в більшості випадків, по наступним напрямкам:

- оцінка шкідливого впливу існуючих виробництв на навколишнє середовище і розробка вимог до створення безвідходних та маловідходних технологій з обліком специфіки галузі;
- покращення існуючих та розробка принципово нових технологічних процесів і схем, при реалізації яких знижується кількість

- утворюючих відходів або вони практично не знищуються в процесі господарської діяльності підприємства;
- створення ефективних високоєкономічних методів вторинного використання всіх видів виробництва, накопичення яких неможливо передбачити па даному етапі розвитку науки та техніки.

Гірничі роботи (ГР) - це комплекс робіт (процесів) по проведенню, кріплення та підтримання гірничих виробок та виїмки корисних копалин. ГР включає в себе роботи по відкриттю та підготовці кар'єрного (шахтного) поля до очисної виїмки. Розрізняють ГР підземні та відкриті.

Гірничя виробка (ГВ) - спорудження в надрах Землі чи на її поверхні, створення в результаті ведення гірничих робіт. ГВ розрізняють: по призначенню (розвідувальна, експлуатаційна); по способу реалізації (капітальні і некапітальні); по куту нахилу до поверхні (горизонтальна, похила і вертикальна); по призначенню в комплексі процесів по розробці корисних копалин (відкриваючі, підготовчі, очисні); по формі поперечного перерізу (кругла, прямокутна, трапецієвидна, еліпсоїдна).

Очисна виїмка (ОВ) - комплекс робіт по видобутку корисних копалин. ОВ включає: відбійку, навалку, доставку корисних копалин із забою відкаченого горизонту, підтримання виробленого простору та управління покрову. ОВ розрізняють: сумісну та окрему, буропідривну, комбайнову, вузькозахоплюючу і широкозахоплюючу, відбійними молотками.

ВИСНОВОК:

Таким чином, суспільство не може довго черпати мінеральні ресурси з тієї причини, що її буде залишатися все менше, а видобуватися вони будуть все з більшими витратами та коштами.

Лекція 2. ГІРНИЧА ПРОМИСЛОВІСТЬ І ЇЇ МІНЕРАЛЬНІ РЕСУРСИ

1. Гірнична промисловість (ГП) - сукупність галузей виробництва, що займаються розвідкою, і видобутком корисних копалин, а також їхньою первинною обробкою та одержанням напівфабрикату.

В ГП відокремлюють основні групи галузей:

- > мінеральної енергетичної сировини (нафтова, газова, вугільна, торф'яна, сланцева, уранова промисловості, геотермія);
- > руд чорних і легуючих металів (залізорудна, марганцева, хромітова, вольфрамова, молібденова, ванадієва промисловості);
- > руд кольорових металів (алюмінієва, мідна, нікелева, олов'яна, свинцево-цинкова, сурм'яна промисловості);
- > гірничохімічна промисловість (видобутку аматита, калійних солей, нефелин, селітри, сірчаного колчедана, борних руд, фосфатної сировини);
- > нерудної індустріальної сировини і будівельних матеріалів - графіту, азбесту (азбестова промисловість), гіпсу, глини, граніту, доломіту, вапняку, кварцу, каоліну, мергелю, крейди, польового шпату, дорогоцінних і виробних каменів (алмазна промисловість);
- > гідромінеральна (мінеральні підземні води).

ГП почала складатися в 16... 18 вв. на базі розкладання середньовічного ремесла, перетворення гірників-ремесників у найманих робітників і виникнення капітальних гірських і гірничометалургійних мануфактур. Промисловий переворот кінець 18 - початок 19 вв. послужив стимулом до збільшення видобутку мінеральної сировини й в основному тільки твердої корисної копалини. Продовжувався процес розвитку ГП. Середньорічний світовий видобуток продукції ГП зріс у 60-х р. 19 в. до 225,3 млн. т. З роками продукція ГП збільшилася з ростом темпів освоєння мінеральних ресурсів.

2. Мінеральні ресурси (МР) - сукупність корисних копалин виявлених у надрах окремих регіонів, країн, континентів, дна океанів чи Землі в цілому, доступних і придатних для промислового використання і, як правило, кількісно оцінених геологічними дослідженнями і геологічною розвідкою.

Підготовлену до освоєння частину МР називають **мінерально-сировинною базою**. В економічному аспекті МР є сировинною основою для розвитку найважливіших галузей промислового виробництва. Поняття МР змінюється в часі і залежить від рівня розвитку суспільства, від потреб виробництва, а також від рівня техніки і можливостей економіки. Природні мінеральні речовини стають МР тільки після того, коли в них з'являється

потреба і з'являються способи їхнього практичного використання. Чим вище технічна озброєність, тим ширше асортимент корисної копалини і більша кількість нових видів мінеральної сировини втягується до промислового виробництва.

Як правило, МР кількісно оцінюється запасами корисних копалин і прогнозних ресурсів.

Запаси корисної копалини (З.к.к.) - кількість корисних копалин у надрах Землі, встановлене за даними геолого-розвідницьких робіт чи у процесі розвідки родовищ. Дані про з.к.к. використовуються при розробці схем розвитку галузей народного господарства, що добувають і використовують МС, складанні гос. планів економічного і соціального розвитку країни, планування геоло-розвідувальних робіт, для проектування підприємств.

З.к.к. підрозділяються на групи: балансові з.к.к. і забалансові запаси. З.к.к. по ступеню вивченості підрозділяються на розвідані - категорії А, В, С1 і попередньо оцінені - категорія С2, за народно-господарським значенням і корисні копалини, що містяться в них - балансові та забалансові. У процесі розробки родовищ корисних копалин по ступеню підготовленості до видобутку: розкриті, підготовлені та готові до виїмки (відрізняються по ступеню преведення та стану гірських виробок підземним та відкритим способами), мал. 2.1.

	степень изученности и категории		Группа по народно-хозяйственному значению			
	Запасы	Разведанные	A	балансовые	магнетитовые	
B						
C1						
Ресурсы	Предварительно оцененные	C2	забалансовые	магнетитовые		
		Р1			перспективные	С2
		Р2				
Ресурсы	Прогнозные	Р3	Прогнозные	Д2		

Малюнок 2.1. Класифікація запасів родовищ і прогнозних ресурсів твердих корисних копалин, нафти і газу

Ресурсозберігаючі технології в гірництві

Співвідношення балансових запасів (промислового значення) різних категорій, використовуваних при проектуванні підприємств по видобутку твердих корисних копалин наведено в табл. 2.1.

Таблиця 2.1

Категорія запасів	Математичні і нерудні корисні копалини				Вугілля і горючі сланці		
	Групи родовищ по складності геологічної будови						
	проста	складна	дуже складна	дуже складна	проста	складна	дуже складна
A+B	30	20	-	-	50	50	-
У тому числі:							
A, не менш	10				20	-	
C ₁	70	80	80	50	30	-	-
C ₂			20	50	-	50	100
Залізна руда млрд. т %	9,3 9,3	П,4 11,4	15,6 15,6	28 28	19,9 19,9	15,9 15,9	
Мідна руда млн. т %	8,3 1,9	47,6 10,6	78,9 17,6	122,5 27,4	174,3 39,0	15,83,5	447,4 100

У мінерально-сировинному балансі світу, а такі в балансі галузевих країн св. 70...80% запасів кожного виду корисної копалини припадає на порівняно невелику кількість великих родовищ і родовищ - гігантів, інші зосереджені в середніх та численно дрібних родовищах.

За промисловим значенням і розмірами запасів корисні копалини умовно поділяють на: унікальні, великі, середні, невеликі та дрібні.

Практично вся продукція гірської промисловості припадає на 20 країн світу, з яких на частку колишнього СРСР і США - близько 50% (у вартісному вираженні), інші - на інші країни.

Результати прогнозу освоєння ресурсів показують, що в даний час 93% світових запасів енергетичної сировини спадає на частку вугілля, лише 4% - на нафту 13% - на природний газ. Тим часом у 1971 р. 60% світового споживання енергії було забезпечено за рахунок нафти і газу. Тенденція перевитрати нафти і газу на вироботку енергії існує і тепер, що веде до швидкого виснаження їхніх запасів. До 2000 р. буде спожито 80% світових запасів нафти, 70% - газу і лише 2...3% вугілля. Отже, за межами прогнозованого періоду, якщо не враховувати роль АЕС у виробництві енергії, задоволення потреб в енергоємній сировині буде можливо в основному за рахунок розробки родовищ вугілля, сланців, лігнітів. Це визначає необхідність відповідного планування розробки вугільних родовищ відкритим способом з обліком гірничо-геологічної обстановки,

що ускладнюється, створення відповідних безвідхідних (малоовідходних) технологічних схем розробки родовищ і комплексів гірничих машин, кондиціонування атмосфери та проведення інших заходів.

Розподіл основних видів мінеральних ресурсів по континентах і групам країн (приклад):

Корисна копалина	Європа	Азія	Африка	Північ. Америка	Ю.та Ц. Америка	Австралія і Океанія	Усього
Нафта, млрд. т %	2,2 2,7	52,7 64,6	8,1 9,9	5,5 6,7	12,7 15,6	0,4 0,5	81,6 100
Природний газ трлн. м %	5,3 9,7	28,7 52,9	5,9 10,8	8,2 15,2	5,5 10,1	0,7 1,3	54,3 100
Вугілля, млрд.т %	152,8 16,9	43,9 4,9	126,2 14,0	479,2 53,1	7,7 0,8	93,0 10,3	902,8 100

ВИСНОВОК:

Результати прогнозу освоєння ресурсів показують, що в даний час 93% світових запасів енергетичної сировини спадає на частку вугілля, лише 4% - на нафту 13% - на природний газ. Якщо не враховувати роль АЕС у виробництві енергії, задоволення потреб в енергоємній сировині буде можливо в основному за рахунок розробки родовищ вугілля, сланців, лігнітів. Це визначає необхідність відповідного планування розробки вугільних родовищ відкритим способом, створення відповідних безвідхідних (малоовідходних) технологічних схем розробки родовищ і комплексів гірничих машин, кондиціонування атмосфери та проведення інших заходів

Лекція 3. КОРОТКА ХАРАКТЕРИСТИКА МІНЕРАЛЬНОЇ СИРОВИНИ

Територія України (603,7 тис. кв. км) становить всього лише 0,5% загальної поверхні суші, але в Європі це друга за площею країна після Росії, вона займає 6% в Європі.

На території України розвідано близько 8тис. родовищ, майже 90 видів корисних копалин, з яких 20 мають важливе економічне значення. Серед них - залізни, марганцеві, титанові, уранові руди, вугілля, сірка, нафта, газ, ртуть, каолін, графіт, вогнетривкі глини, питні мінеральні води та інші.

Запаси корисних копалин України великі і у 1991 році, коли ми оголосили про свою незалежність, вони склали такі об'єми (табл. 1).

Таблиця 1.

Запаси корисних копалин

Найменування корисної копалини	Балансові запаси	Добуто в 1987 р., млн. т
Нафта з конденсатом, млн. т	230	5,6
Природний газ, млрд. т	1050	35,6 млрд. т
Вугілля кам'яне, млн. т	49	182,6
Вугілля буре, млрд. т	3,5	9,3
Залізна руда, млрд. т	27	117
Марганцева руда, млрд. т	2	7,16
Калійні солі, млрд. т	2,6	251
Гіпс, млн. т	430	-
Графіт, млн. т	96	-
Глина очищена, млн. т	480	3,24
Доломіт, млн. т	420	2,5
Кварцит, млн. т	130	2,8
Вапняк, млрд. т	2,6	45,1
Пісок кварцовий, млн. т	220	2,9
Формувальні матеріали, млн. т	720	83,3
Буто — щебенева сировина, млн. т	-	-

Процес нагромадження гірських мас триває стільки, скільки існує гірничо-промисловість.

Мінеральні ресурси - це сукупність корисних копалин, виявлених у надрах окремих регіонів, країн, континентів, дна океанів чи Землі в цілому, доступних і придатних для промислового використання і, як правило, кількісно оцінених геологічними дослідженнями і геологічною розвідкою.

Поняття «мінеральний ресурс» змінюється у часі і залежить від рівня розвитку суспільства, від рівня техніки і можливостей економіки. Природні мінеральні речовини стають мінеральними ресурсами тільки після того, коли з'являється потреба в них промислового виробництва. Наприклад, уранові руди стали корисними копалинами лише з середини 20 століття.

Взагалі під терміном «освоєння мінерально - сировинних ресурсів» розуміємо цикл послідовних стадій та етапів вивчення геологічної будови досліджуваних територій, пошуків, розвідки і розробки родовищ корисних копалин.

Таким чином, до **мінеральної сировини** відносяться корисні копалини, видобуті з надр у процесі освоєння мінеральних ресурсів і піддані обробці, необхідній для їхнього господарського використання.

Для одержання товарної продукції деякі види добутих корисних копалин вимагають незначної обробки (знесолення, зневоднювання, очищення, сушіння і т. д.) для інших видів корисних копалин через невисоку концентрацію корисних компонентів потрібно збагачення.

Підготовка до виробництва, видобутку мінеральної сировини включає створення мінерально - сировинної бази гірничої промисловості шляхом геологорозвідувальних робіт з метою визначення промислових запасів корисних копалин на кольорових природних об'єктах, її обліку в якості мінеральної сировини технологічних (відвалів, хвостів збагачення і т.п.), а також створення в цих районах гірничих підприємств по видобутку і переробці.

Як правило, витрати на пошуково - розвідувальні роботи від вартості одержуваного металу складають 1,5...5% (чорні і кольорові метали) рідше 20-30% (деякі кольорові рідкі метали); витрати на видобуток і збагачення мінеральної сировини у загальній вартості продукту від 6... 10% - для заліза й алюмінію, до 70...80%-для деяких кольорових і летючих металів.

Виробництво мінеральної сировини увесь час збільшується, особливо великих масштабів воно досягло в 20 ст., наприклад, на період 1901... 1980 років приходиться 99% усього видобутку нафти, 90% вугілля, 90...95% руд олова, свинцю, цинку, срібла, ртуті, алмазів, 87% залізної руди, 85% руд міді і 70% золота. У цей же час значно зросло число видів мінеральної сировини, почалося промислове виробництво бокситів, титанових, молібденових, кобальтових і ін. руд. Ріст мінеральної сировини протікав нерівномірно. Високі темпи збільшення видобутку мінеральної сировини приходиться на 50-і...70-і роки: виробництво концентратів зросло в 20 разів, бокситів - у 11, концентратів нікелю і титана - у 5...5,5 разів, марганцевих руд, нафти і природного газу - у 4.. 4,5 рази.

Деякий прогноз потреби світової економіки в мінеральній сировині на період 2000-2005 роки показує, що для задоволення потреб майбутнього індустріального суспільства буде потрібно зробити близько 30 млрд. тонн металу, добути близько 650 млрд. т корисних копалин (мінеральних добрив, будматеріалів, солей) і близько 231 млрд. т твердого і рідкого палива, не вважаючи 69,5 трильйона м³ природного палива.

Принципова схема міжнародної класифікації мінеральної сировини, розроблена на конференції експертів ООН, була рекомендована для впровадження при статистичному обліку всіх мінеральних ресурсів. У ній виділені три категорії геологічної вірогідності ресурсів (рис. 1):

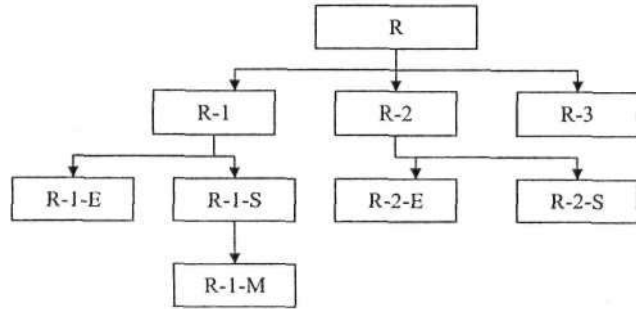


Рис. 1. Принципова схема міжнародної класифікації мінеральних ресурсів

R-1 - ресурси детально вивчених родовищ, для яких встановлено умови залягання, морфологія та якість корисної копалини окремих рудних тіл; R-2 - заздалегідь оцінені ресурси, геологічні параметри яких виміряні лише в декотрих точках і є резервом для приросту ресурсів категорії R-1; R-3 - це ресурси невиявлених типів, які оцінюються на основі геологічної екстраполяції, геофізичних і геохімічних даних чи за допомогою статистичних методів, які використовуються для вибору напрямів пошукових робіт і оцінки перспектив окремих районів.

Категорії R-1 і R-2 поділяються за ступенями рентабельності на дві групи: «Е» ресурси, експлуатація яких при існуючих в окремій країні чи регіоні соціально-економічних умов і на базі наявної технології можлива і рентабельна; «S» ресурси, розробка яких недоцільна з міркувань економічного інтересу чи із-за відсутності промислової технології добування корисних копалин. Ресурси в залежності від тривалості часових інтервалів очікуваних змін в економіці й технологій добування і переробки ресурсів категорії R-1- S можуть мати більш дрібну будову.

За абсолютною обмеженістю мінеральних ресурсів можна виділити такі типи їх вичерпування: фізичний, економічний і екологічний (рис. 2).

Ресурси, запаси	Загальні ресурси					
	Відкриті			Невідкриті		
	Розвідані (промислові запаси)	Розрахункові	Виміряні	Попередньо оцінені запаси	Перспективні ресурси	Теоретично обґрунтовані (гіпотетичні)
Рентабельні	Категорія запасів і ресурсів			C ² на копалинах	C ₃ на перспективних структурах	D ² (P ₁ і P ₂)
	A+B	Категорія C ₁				
Умовно-рентабельні	Близькі до рентабельних					D ² (P ₃)
	Близькі до нерентабельних					
Нерентабельні						

Геологічна вивченість та достовірність

Рис. 2. Схема класифікації мінеральної сировини (категорії ресурсів P₁, P₂ і P₃ встановлено для твердих корисних копалин; C₃, D¹ і D² - для нафти і горючих газів)

Фізичне вичерпування - цілком реальне для цілого ряду корисних копалин: золота, срібла, нафти, малахіту тощо. Значно більш віддалене воно для гірських порід, що містять мінеральні сполуки у розсіяному вигляді, і практично недосяжне - для окремих хімічних елементів, що складають основний об'єм порід літосфери.

Екологічне вичерпування пов'язане зі все підсиленням впливом гірничодобувної і переробної промисловості на навколишнє середовище. Екологічні межі вичерпування в результаті діяльності гірничої промисловості будуть широкими, хоча вже можна навести приклади припинення експлуатації родовищ з екологічних міркувань. Цей тип вичерпування може набути великих масштабів при розробці родовищ бідних руд, і величезних масах порід.

Більшість елементів мають дуже мале поширення. Так, наприклад, золото має $4,3 \cdot 10^{-10}$ кларки, уран $3,5 \cdot 10^{-10}$ кларки. Кларк - це середній вміст хімічного елемента у земній корі, виражений у відсотках від загальної маси земної кори. Назву дано за іменем американського геохіміка Френка Кларка. Останніми роками людство стало виявляти підвищений інтерес до Світового океану, на дні та у водах якого міститься величезна кількість мінеральних речовин.

Територія дна Тихого, Індійського, Атлантичного океанів покрита залізомарганцевими конкреціями. Їх маса тільки в Тихому океані оцінюється в 1500 млрд. т. Запаси міді, нікелю, кобальту складають 20-25 млн. т. У конкреціях міститься в 20 разів більше кобальту, в 90 разів нікелю і в 42 рази марганцю, ніж у відомих континентальних родовищах. Японські вчені стверджують, що за рахунок конкрецій морських родовищ людство може задовольняти свої потреби в міді на 3, нікелю на 70, марганцю на 140, кобальту на 420 тис. років.

Вапняні мули вкривають близько 128 млн. км² океанського дна, потужність біля 400 м. Темпи накопичення цих мулів біля 1,5 млрд. т на рік, що у 8 разів перевищує щорічні світові потреби у вапняку.

У водах Світового океану міститься $5 \cdot 10^{16}$ т рудних елементів. Цією кількістю твердої речовини можна вкрити всю поверхню суші шаром товщиною 200 м. Морська вода є приблизно 3%-ним розчином солей різних елементів (понад 60 елементів). Однак 99% бромів сконцентровано в морській воді, близько 0,13% магнію. У морській воді розчинено 10 млрд. т золота (при вмісті в 1 м³ води 0,0008 мг золота і близько 4 млрд. т урану). Із морської води добувається 30% кухонної солі, більше 20,5% магнію, значні кількості натрію, сірки, калію.

Свинцю у кістках риб міститься в 20 млн., а цинку і міді в 1 млн. разів більше, ніж у морській воді. У водоростях заліза міститься в 100 тис. разів, а йоду в 30 тис. разів більше, ніж у морській воді.

ВИСНОВКИ. Суспільство не може безмірно довго черпати мінеральні ресурси з тієї причини, що їх буде залишатися все менше, а видобуватися вони будуть все з більшими витратами праці і коштів.

Лекція 4. АНАЛІЗ СТАНУ ТА ПЕРСПЕКТИВИ ВІДКРИТОЇ РОЗРОБКИ ЗАЛІЗОРУДНИХ РОДОВИЩ УКРАЇНИ

Україна має досить сприятливі природні передумови для виплавки чорних металів. Так, наприклад, загальні запаси залізних руд України становлять 27,4 млрд тонн, що становить 22% розвіданих запасів у країнах СНД (світовий запас залізних руд становить 160 млрд тонн). Вони представлені головним чином докембрійським залізистими кварцитами, де містяться магнетит, гематит та інші мінерали, які, власне становлять сировину для чорної металургії України, та бурими залізнякам осадового походження. За вмістом чистого металу розрізняють багаті (більше 60% заліза) та бідні (35-40% заліза) залізні руди. Потенційні можливості наращування розвіданих запасів визначаються значними прогностичними ресурсами, які складають за даними ДГП "Геопрогноз" 30 млрд тонн (Л. Галецький, Л. Богай Основна маса залізних руд у нашій країні зосереджена у 48 родовищах сконцентрованих у Криворізько-Кременчуцькому і Білозерсько-Кочському басейні на сході Криму та у Приазовському залізрудному басейні (Гуляйпільське, Базавлуцьке та інші родовища). Крім того, високоякісні залізні руди відкриті у чисельних окремих родовищах:

- 1) Вовчанському (північ Харківської обл, у межах південного схилу Воронезького кристалічного масиву, де ці руди, очевидно, пов'язані з Курською магнітною аномалією);
- 2) Матуському (Донецька обл) та інших.

Виявлені родовища залізної руди у Закарпатті та у верхів'ї річки Прут. Сьогодні ці руди не становлять господарського інтересу через низький вміст заліза (від 4 до 16%) та незначні запаси окремих родовищ Розглянемо більш детально основні райони залягання залізних руд Криворізько-Кременчуцького залізрудного басейну. Окремими авторами розглядається як два окремих родовища, тому що Криворізька було досліджене і почало експлуатуватись ще з 1877 р., коли Кременчуцька частина басейну - з 1924-1928 рр. Проте за геологічними та структурними особливостями це є єдиний рудоносний масив, що вузькою (2-7 км) меридіанальною смугою простягнувся більш як на 100 км. Площа басейну становить 300 км², загальні запаси - 27,1 млрд т (83% загальнодержавних), а промислові запаси - 24 млрд т. Тут є всього 26 родовищ. Багаті руди добуваються шахтним методом, а бідні руди здебільшого відкритим способом (10 кар'єрів та 5 збагачувальних комбінатів Зокрема, 75% залізної руди Кривбасу видобувається відкритим способом. Крім багатих залізних руд із вмістом заліза 50-61%, тут освоюються великі запаси порівняно бідних руд і залізистих кварцитів із вмістом заліза 28-35%. їх

збагачують на Південному Криворізькому, Центральному, Північному Інгулецькому гірничозбагачувальних комбінатах. Збагачена залізна руда перетворюється на концентрат із вмістом заліза близько 62% і надходить на агломераційні фабрики, а з них у домни. Понад 30 млн т збагаченої залізної руди постачається на металургійні заводи європейської частини Росії, Словаччини, Угорщини, Польщі.

Білозерсько-Конський залізрудний басейн, що майже паралельно субмеридіальною смугою простягнувся на 45 км. Загальні запаси - 1,4-1,7 млрд т, промислові запаси - 0,7 млрд т. Тут 60% багатих руд. Відкритий у 1955 р. Керченський залізрудний басейн посідає особливе місце серед основних залізрудних осередків України (його запаси становлять 1,4 млрд т руди). Тут концентруються переважно так звані коричневі руди осадового походження. Вони мають порівняно невисокий вміст чистого металу (30-40%), до того ж забруднені значним вмістом фосфору (до 1%) та миш'яку. Проте тут неглибоке залягання рудних пластів, можливість з відходів (фосфатних шлаків) виготовляти добрива тощо. На Керченський залізрудний басейн припадає 4,2% загального видобутку руди України. Основні споживачі керченських залізних руд - металургійні заводи Маріуполя.

В Україні є сприятливі умови для освоєння прогнозних запасів залізних руд (понад 20 млрд тонн) - здебільшого залізистих кварцитів у Дніпропетровській, Полтавській, Запорізькій, Кіровоградській, Одеській, Вінницькій областях.

Загальні запаси марганцевих руд складають 3,5 млрд тонн, з них 2,5 млрд т - промислові. За їх запасами Україна посідає 2 місце в світі, після ПАР, забезпечуючи 32% світового виробництва марганцевих сплавів. (Особливе значення мають саме осадові марганцеві руди, що формувалися завдяки хімічним процесам.)

Щорічний видобуток марганцевих руд - 16-17 млн т (85-98% припадає на легкозбагачувальні оксидні руди). Однак, як показують нові оцінки ДГП "Геопрогноз", загальні запаси таких руд швидко вичерпуються (їх вистачить приблизно на 20 років).

Марганцеворудною базою чорної металургії України є Придніпровський марганцеворудний басейн. Він склався з 3 великих районів: Нікопольського, Інгулецько-Дніпровського та Великотокмацького (зосереджує основні промислові запаси України - 1,4 млрд т). Марганцеві руди залягають горизонтальними пластами на глибинах від 15 до 170 м, що дозволяє вести розробку як відкритим (2/5), так і шахтним способами, і містять від 27 до 33% чистого металу. На збагачувальних комбінатах вміст марганцю в руді доводять майже до 50-60%. У Токмацькому районі Запорізької області освоюються родовища марганцевої руди, споруджений найбільший в Україні Таврійський гірничозбагачувальний комбінат.

Перспективним є й Інгулецьке родовище на Дніпропетровщині, загальні запаси якого становлять 500-600 млн тонн зі вмістом марганцю 8-33%. Марганцеву руду Україна постачає металургійним підприємствам Росії та ряду європейських держав. Україна, на жаль, має незначні запаси хромітових руд, які не мають по суті промислового значення та імпортуються із Китаю і Казахстану.

У Донбасі є досить значні запаси коксівного вугілля. Завдяки цьому у металургійних центрах Донбасу й Придніпров'я, де розміщені великі коксохімічні комбінати (Макіївка, Маріуполь, Горлівка, Стаханов, Дніпродзержинськ, Запоріжжя, Кривий Ріг, Дніпропетровськ), виробляється кокс, який використовується як технічне паливо для виплавлення чавуну, і коксівний газ, що є висококалорійним паливом для металургійних агрегатів.

Проте понад половину коксу дають коксокомбінати Донбасу, де зосереджено 13 з 18 коксохімічних комбінатів, оскільки розміщення коксохімічних комбінатів здебільшого прив'язане до коксівного вугілля. Флюси і вогнетривкі глини також є складовою частиною металургійного галузевого комплексу. Вогнетривкі глини видобувають у Новоросійському і Веселінівському родовищах (Донецька обл.), високоякісні флюсові вапняки, формовочний пісок і долоніти - у Донецькій (Докучаєвську, Комсомольську, Первомайську), Дніпропетровській областях і автономній республіці Крим. Вогнетривкі матеріали є основою виробництва вогнетривної цегли, будівництва домн. Флюси використовуються для виплавлення металу і вилучення шкідливих сполук з залізної руди. Щорічні потреби чорної металургії України у флюсах і вогнетривких глинах становлять кілька мільйонів тонн. Потужні заводи вогнетривких глин розміщені в Донбасі і Придніпров'ї. Україна має величезні запаси каоліну, найбільші родовища якого розвідані у Дніпропетровській (Проснянське), Вінницькій (Глуховецьке), Донецькій (Володимирське) та Черкаській (Новосемизьке) областях. Чорна металургія в Україні почала розвиватись досить давно. Перші спроби започаткувати цю галузь були зроблені ще за часів Київської Русі, але на більш-менш учасному рівні вона почала розвиватись лише з кінця XIX сторіччя. З появою перших залізниць (1870 р.) починають відкриватися перші родовища руд чорних металів та вугілля. Залізниці дали змогу переправляти сировину до моря на експорт та пов'язали родовища між собою та з Донбасом. Цим самим вони дали могутній поштовх для розвитку металургійної промисловості. Крім того вони самі були великим споживачем металу. З того часу Україна стала вугільною і металургійною базою всієї російської промисловості, а Донбас і Кривий Ріг з прилеглим до нього районом Катеринослава - центром зосередження важкої промисловості України. На основі виробництва власного металу в нашій країні починають розвиватись і інші галузі

промисловості (виробництво сільськогосподарських знарядь і машин, транспортне, легке машинобудування, пов'язане з виробництвом устаткування і ремонтними підприємствами цукрової і спиртової промисловостей). Перший металургійний завод на коксі став до ладу 1872 р. в Юзівці (зараз - Донецьк). А вже на 1913 р. в Україні діяв 121 металургійний завод. На основі величезних запасів залізної та марганцевої руд, а також коксівного вугілля визначають два основні металургійні райони - Донбас і Придніпров'я.

З 1872 по 1913 рр. можна спостерігати значне піднесення чорної металургії (в 1913 р. на Україні нараховувалося вже 21 металургійний завод). Лише в період з 1910 по 1913 (роки реакції) спостерігався невеликий застій в промисловості. Але якщо в 1890 р. чавуну виплавлялося 220 тис. т, то в 1913 р. - 3,1 млн. т, сталі в 1913 р. вироблялося 70% від загальноросійського виробництва. Взагалі за цей період видобуток вугілля зріс в 1,5 р., залізної руди - в 2 р., виплавка чавуну, сталі - в 1,5 р. Україна давала 68% чавуну, 58% сталі і 57% прокату загальноросійського виробництва.

В період Першої світової війни виробництво металу значно скоротилося, підприємства чорної металургії України були майже повністю зруйновані. Лише з 1920 р. керівництво взялося за відбудову промисловості (в тому числі і чорної металургії). В 1920-му році був ухвалений план ГОЕЛРО, за яким передбачалося поєднати в одну мережу 24 електростанції металургійних заводів і шахт. На базі енергії ДніпроГЕСу було створено потужний завод якісних сталей. Здійснювалася відбудова великих заводів.

З 1920 по 1940 рр. металургія України стрімко йшла вгору, так як компартія та радянський уряд надавали великого значення чорній металургії України. Період планової промисловості і п'ятирічок так чи інакше зумовив значний розвиток металургії, адже Україна була найбільшою металургійною базою Російське Федерації. Поряд з реконструкцією старих металургійних заводів були створені нові підприємства: "Азовсталь" у Жданові, "Запоріжсталь" та "Дніпроспецсталь" Запоріжжі, Криворізький металургійний завод, Нікопольський та Харцизький трубні заводи, крупні цехи на інших металургійних заводах. Чорна металургія збагатилася такими галузями, як електрометалургія, виробництво феросплавів та іншими, була вирішена проблема виробництва високоякісної сталі. В 1940 р. м виплавляли 9,2 млн. т чавуну, 8,6 млн. т сталі, і це становило відповідно 60,3% 47,1% від загальносоюзного виробництва. Під час Другої світової війни відбувся значний спад промисловості. Але після її закінчення чорна металургія продовжила нарощувати темпи виробництва (цьому сприяло те, що під час Великої вітчизняне війни частина обладнання підприємств чорної металургії України була евакуйована у

східні райони країни) і зайняла 3 місця за обсягом виробництва промислової продукції і відіграла значну роль формуванні експортного потенціалу України. Цей приріст можна прослідкувати таблицею 1:

Таблиця 1

Роки	Товарна залізна руда, млн т	Товарна марганцева руда, млн т	Чавун, млн. т	Сталь, млн т	Стальні труби млн м	Готовий прокат чорних
1940	20,2	0,9	9,6	8,9	0,6 69,0	5,6
1950	21,0	0,9	9,2	8,4	0,9 103,2	5,8
1955	39,9	1,6	16,6	16,9	1,5 172,0	11,6
1960	59,1	2,7	24,2	26,2	2,2 277,0	18,0
1965	83,9	4,7	32,6	37,0	2,9 300,0	26,0
1970	111,0	5,2	41,4	46,6	4,5 452,0	32,7
1975	123,0	6,5	46,4	53,1	5,9 554,0	37,7
1980	125,0	6,9	46,5	53,7	6,3 586,0	36,0
1985	120,0	7,1	47,1	55,0	6,7 615,0	37,7

Але після здобуття незалежності виробництво продукції чорної металургії значно скоротилося, що добре видно з таблиці 2:

Таблиця 2

Роки	Товарна залізна руда, млн т	Товарна марганцева руда, млн т	Чавун, млн т	Сталь, млн т	Стальні труби. Готовий прокат чорних металів, млн т, млн т, млн м
1990	105,0	7,1	44,9	52,6	6,5 599,0 38,6
1995	50,7	3,2	18,0	22,3	1,6 191,0 16,6 2,0
1966	47,5	3,1	17,8	22,3	240,0 17,0

Ресурсозберігаючі технології в гірництві

Роки	Товарна залізна руда, млн т	Товарна марганцева руда, млн т	Чавун, млн т	Стань, млн т	Стальні труби. Готовий прокат чорних металів, млн т, млн т, млн м
1977	53,4	3,0	20,6	25,6	1,8 215,0 19,5
1988	51,1	2,2	20,9	24,4	1,5 208,0 17,8

Як вже було зазначено чорна металургія включає ряд виробництв, найважливішими серед яких є видобуток (підземний і відкритий) та збагачення рудної та нерудної сировини, виробництво чорних металів, труб, електросплавів, коксохімічне і вогнетривке виробництво, вторинна обробка чорних металів, виробництво металевих виробів. Все це, звичайно, здійснюється на певних підприємствах. І найпоширенішою формою організації виробництва чорної металургії є комбінати. Безпосередньо Україна має 13 металургійних комбінатів (за рівнем концентрації виробництва чорних металів Україна посідає одне з перших місць у світі: 98% чавуну і 97% сталі виробляється на підприємствах з щорічним виплавленням понад 1 млн т). Всі вони відносяться до числа найбільш крупних промислових підприємств, а за характером внутрішніх технологічних зв'язків сучасні металургійні комбінати відносять до підприємств металургійно-енергохімічного профілю.

У чорній металургії, крім підприємств повного циклу, є й такі, ще спеціалізуються на виплавленні чавуну й сталі або тільки сталі й прокату. Підприємства, які не мають чавунного виробництва, належать до переробної металургії. Особливе місце займають підприємства, що виробляють феросплави. Особливо виділяється "мала металургія", яка організована на великих машинобудівних підприємствах і спеціалізується на виплавленні сталі й прокату. Металургійні підприємства України мають свої певні принципи розміщення. Першим з них є орієнтація на наявність власного коксівного вугілля і довіз) сировини. Згідно з цим принципом металургійні підприємства розміщені в Донбасі (Донецьк, Макіївка, Костянтинівка, Краматорськ в Донецькій області і Стаханов, Алчевськ в Луганській області).

По-друге, металургійні підприємства розміщуються з орієнтацією на сировину і довізне вугілля. Це комбінати Кривого Рогу, де знаходиться найбільший в Україні металургійний комбінат Криворіжсталь потужністю 6,7 млн т. З орієнтацією на наявність прісної води і споживача металу і розміщення між сировиною та паливом діють комбінати Запоріжжя, Дніпропетровська і Дніпродзержинська. Таке розміщення зумовлює кращу територіальну організацію виробництва чорних металів. Тут же в Придніпров'ї в Нікополі та Новомосковську є підприємства чорної металургії, які переплавляють металобрухт і металеву стружку, а з отриманого метал

виробляють труби (трубопрокатне виробництво). У Запоріжжі є завод спецсталей, де якісну сталь виробляють за допомогою електроенергії. Тут же, в Запоріжжі, є завод феросплавів. Феросплави також виробляються в Донбасі (Стаханов). Дуже поширеною у розміщенні чорної металургії розвинутих країн світу (орієнтація на морські порти. В Україні таким чином розміщені комбінати Маріуполя (Азовсталь та металургійний комбінат ім. Ілліча), які отримують залізну руду з Керчі і Кривого Рога, а коксівне вугілля з Донбасу.

Всі вищезазначені чинники та принципи розміщення характерні в основному для підприємств повного циклу. Але металургія повного циклу, переробна металурги і "мала металургія" у розміщенні значно відрізняються між собою. Так, у переробній металургії використовують в основному ресурси металевого брухту. Наприклад, виробництво сталі перевищує виробництво чавуну. Орієнтуючись на джерела вторинної сировини, переробна металургія тягнє до місць споживання готової продукції. "Мала металургія" орієнтується на винятково великі машинобудівні центри. Специфічні риси розміщення має виробництво феросплавів та електрометалів, які виплавляють як у доменних печах, так і електротермічним способом відповідно на металургійних комбінатах повного циклу або на переробних заводах. Феросплави електротермічним способом виплавляють на спеціалізованих заводах. Дешева енергія і наявність металів є основним фактором розміщення таких заводів. Виробництво електросталей є досить енергомістким і використовує металобрухт, тому воно зорієнтовано на райони з достатньою кількістю дешевої електроенергії і металевого брухту.

Таким чином зараз в Україні сформувалися 3 основних металургійних райони: Придніпров'я, Донецьк і Приазов'я.

ВИСНОВКИ:

В нашій країні чорна металургія має надзвичайно сприятливі економічні передумови для свого розвитку.

По-перше, в Україні досить добре розвинуті металомісткі галузі і зокрема машинобудування і металообробка, які дають 15,5% загального обсягу промислового виробництва України. Ці галузі потребують велику кількість металу, тобто є споживачами продукції галузі, і таким чином стимулюють розвиток чорної металургії.

По-друге, Україна має достатню кількість трудових ресурсів та кваліфікованих кадрів, з яких 429 тис. зайнято на підприємствах даної галузі промисловості.

В Україні добре розвинута транспортна мережа, яка дає змогу забезпечити підприємства сировиною та транспортувати готову продукцію до споживача. Добре розвинута густа мережа шляхів з твердим покриттям та мережа залізниць, які є особливо густою у промисловому Придніпров'ї та Донбасі.

ТЕМА: ОСОБЛИВОСТІ ТЕХНОЛОГІЧНИХ ПРОЦЕСІВ ГІРНИЧОГО ВИРОБНИЦТВА, ЩО ЗАБЕЗПЕЧУЮТЬ РЕСУРСОЗБЕРЕЖЕННЯ МІНЕРАЛЬНОЇ СИРОВИНИ

Лекція 5. ПІДГОТОВКА ГІРСЬКИХ ПОРІД ДО ВИЙМАННЯ

Загальні зауваження по темі. Ресурсозбереження досягається, як правило, при виконанні якого-небудь окремого процесу, а не технології в цілому. Такий підхід дозволяє виявити можливості кожного процесу і цілеспрямовано конструювати технологічні схеми гірничого виробництва. При цьому основна увага повинна бути звернена по можливості в кожному конкретному випадку:

- > зменшити обсяги або енергоємність гірничих робіт;
- > досягнуті пряму чи непряму економію природних ресурсів;
- > Забезпечити скорочення обсягів не утилізованих підходів і землеємності виробництва

Ці цілі, мабуть, можуть бути досягнуті застосуванням нетрадиційних технологічних рішень, що базуються на використанні природних сил, різних фізичних ефектів, закономірностях поведінки масиву гірських порід при його оголенні і впливі на нього, оптимізації вантажопотоків гірської маси для пошуку рішень по її переміщенню на найменші відстані.

Основний зміст. При підготовці напівскельних і скельних порід до виймання найбільше поширення одержав буровибуховий спосіб завдяки технологічності, відносної дешевини найпростіших ВР, можливості великого обсягу порід. Кусковатість висаджених гірських порід є одним з основних факторів, що визначають ефективність бурових, вибухових, виймально-завантажувальних і транспортних робіт. Збільшення ступеня дроблення порід викликає, з одного боку, підвищення витрат на бурові і вибухові роботи, а з іншого боку - зниження витрат на виймально-завантажувальні і транспортні роботи. При цьому необхідно враховувати зміни витрат на наступне (після вибухової підготовки) механічне дроблення гірських порід.

Таким чином, оптимальна кусковатість гірських порід при вибуховій підготовці визначається техніко-економічним розрахунком по мінімуму питомих приведених витрат на бурові, вибухові, виймально-завантажувальні, транспортні роботи і механічне дроблення.

Встановлено, що в залежності від місткості ковша (до 8 м) екскаваторних машин і типу дробального устаткування оптимальне значення середньозваженого розміру шматка d_p по мінімуму витрат на основні, технологічні процеси знаходяться в межах 200 ... 400 мм. Тому від фракційного складу гірської маси залежить продуктивність гірничого устаткування.

За умовами навантаження гірської маси кар'єрними навантаженнями розроблена спеціальна класифікація кусковатості (табл. 5.1). В основу класифікації покладений коефіцієнт розпушення гірських порід у ковші навантажувача (основний критерій кусковатості) K_{pk} і відношення b_k/d_p , де b_k - ширина кромки, що ріже ковш навантажувача, м. Уся кусковатість поділяється на 6 класів, включаючи блоковий камінь, відокремлений від масиву вибуховим чи механічним способом (розпилюванням, гідроклиновим способом і ін.).

Таблиця 5.1

Класифікація кусковатості розпушених гірських порід

Клас кусковатості	Кусковатість	Коефіцієнт розрихлення Кр.к.	Місткість ковша навантажувача B_n , м			
			4,6...5,4	7,5-9,2	11,5...14	16.5...20
			Відношення b_k/d_p			
I	Дуже дрібна, добре розрихлепа	1,25... 1,35	>32	>41	>50	>60
II	Дрібна	1,35 ... 1,49	16...32	21...41	25...50	30...60
III	Середня	1,49... 1,72	9...16	12...21	14...25	17...30
IV	Велика	1,72... 1,84	6...9	7,5...12	9...14	11-17
V	Дуже велика	> 1,84	<6	<7,5	<9	<11
VI	Штучний камінь	-	<3...4	<3...4	<3...4	<3...4

Продуктивність виймально-завантажувального устаткування визначається:

- > місткістю ковша;
- > коефіцієнтом його наповнення;
- > тривалістю циклу завантаження;
- > коефіцієнтом розпушення гірських порід.

Останні три показники залежать від якості підготовки напівскельних і скельних порід до виймання. Зі зменшенням кусковатості дроблених порід продуктивність навантажувача зростає при відповідному збільшенні коефіцієнта наповнення ковша, зниженні тривалості черпання і коефіцієнта

розпушення порід у ковші (мал. 5.1). Разом із зростанням продуктивності навантажувача і, отже, зниженням витрат на вапняно-транспортні роботи збільшуються, як відзначалося вище, витрати на підготовку порід до виймання. Таким чином, потрібно знайти оптимальний ступінь дроблення, виходячи з найвищої продуктивності вапняно-транспортного устаткування і досягнення мінімальних витрат на виконання основних технологічних процесів. Звідси випливають вимоги до якості гірської маси і параметрам буровибухових робіт (виходячи з впливу на продуктивність вапняно-транспортного устаткування факторів):

1, Земне розпушення масивів гірських порід повинне забезпечувати одержання гірської маси з коефіцієнтом розпушення її у вільній масі в межах 1,27... 1,4.

Завдяки створенню могутніх і надпотужних спеціальних базових тракторів і удосконаленню конструкцій розрихлювачів механічне розпушення знаходить в останні 15...20 років усе більш широке поширення на відкритих гірничих роботах. У визначених умовах, особливо при селективному вийманні і розробці корисних копалин зі значним коливанням якості, що вимагають усереднення перед подачею на переробне підприємство, механічне розпушення виявляється економічно більш вигідним, чим традиційний буровибуховий спосіб підготовки (мається на увазі при розробці порід не вище середньої міцності - коефіцієнт міцності 4...8, рідше до 8). Однак, нерідко визначальним способом розпушення масивів гірських порід є не тільки економіка, але і можливість видобутку корисної копалини з охоронних зон, на родовищах нагорного типу, що знаходяться поблизу міста (у зоні розлітаних шматків породи при вибухових роботах на кар'єрі), транспортних комунікацій, промислових і житлових будівель, коли неприпустимо застосовувати традиційний буровибуховий спосіб дроблення гірських порід.

Досвідом встановлено, що застосування пошарового механічного розпушення найбільш доцільне при розробці карбонатних порід (вапняки і їм подібні). Пошарове розпушення масиву порід на глибину 0,4...0,6 м і більше обумовлює доцільність застосування комплексів мобільного вапняно-транспортного (бульдозерів, колісних навантажувачів і самохідних скреперів) і дробильного (напівстаціонарних чи самохідних дробильних агрегатів) устаткування, що забезпечує можливість організації прогресивного циклічно-поточного виробництва.

Звичайно при визначенні можливості механічного способу розпушення масивів гірських порід (вибору потужності базового транспорту і продуктивності розпушення) використовують діаграми (шкали) розрихлення і графіки продуктивності. В основу таких діаграм і графіків покладені інтегральні показники - коефіцієнт міцності окремих гірських

порід по шкалі проф. М. М. Протодяконова (f) чи швидкість поширення подовжніх хвиль у масиві $\{U_0\}$. Встановлено тісний зв'язок між цими показниками, що має вигляд:

$$f = 0,45 V_0^2 \quad (\text{при } V_0 - 1...7 \text{ км/с}) \quad (5.1)$$

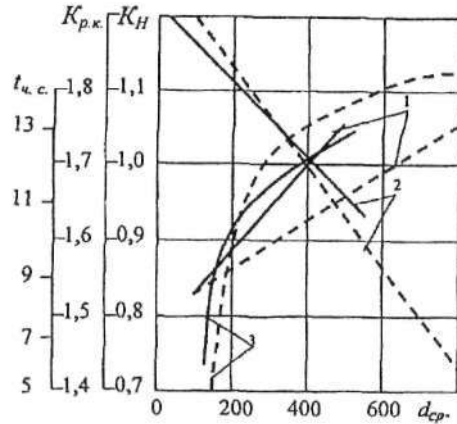
Недоліки цього способу оцінки:

- > ігнорується механізм процесу руйнування порід масиву зубом розрихлювача; низька вірогідність при розпушенні всього масиву порід (водонасичені ґрунти, міцні тріщинуваті породи і т.д. - $U_0 = 1500$ м/с);
- > не враховується широкий діапазон петрографічних різновидів породи. Під керівництвом акад. В. В. Ржевського (колишній МП) запропонований новий підхід до оцінки розрихлення гірських порід, в основу якого покладені два головних фактори, що визначають опірність масиву порід руйнуванню: міцність (коефіцієнт міцності) окремих гірських порід, що складають масив, і ступінь тріщинуватості (блочності).

На вибір структури комплексної механізації впливає кінцеве призначення гірської маси (корисна копалина, якщо розкривні породи). Цим же визначаються технологічні параметри механічного розпушення. Якщо породи необхідно тільки видалити, то крупність шматків гірської маси не має великого значення.

2. Обраний відповідно до якості підготовки гірської маси спосіб черпання повинний забезпечувати найбільшу глибину впровадження ковша навантажувача (екскаватора).
3. При черпанні середньо - і крупнокусоватої висадженої гірської породи з щільністю більше 2,6...2,7 т/м недоцільно прагнути до використання максимального заповнення ковша, при цьому рекомендується величина коефіцієнта наповнення ковша K_n складає 0,85
4. Технологічні схеми з використанням кар'єрних навантажувачів повинні передбачати розробку висадженої гірської породи поперечними заходками, пухкої (м'якої) гірської породи з цілини - подовжніми чи поперечними заходками.
5. При висоті вибою до 11... 12 м ширина зони черпання (ширина заходки) навантажувача повинна складати не менше 12... 14 м, а при висоті вибою більше 11...12 м ефективна робота навантажувача досягається на вузьких заходках шириною до 6...8 м.
6. При спільній роботі великих кар'єрних екскаваторів і навантажувачів останні переважніше застосовувати при відпрацьовуванні поперечними заходки з висотою розвалу гірської маси до 6...8 м.

7. При використанні навантажувачів як вантажно-транспортне устаткування (з розвантаженням ковша не вище транспортного положення) навантажувачі повинні обладнуватись ковшами збільшеної місткості, тому і що вантажопідйомність навантажувачів при вантажно-транспортних роботах може бути збільшена до 25...40% у порівнянні з номінальною їх вантажопідйомністю.



Малюнок 5.1 - Залежність показників процесу черпання навантажувачами з ковшем місткістю 7,65 м (пунктирна лінія) і 8,41 м (суцільна лінія) від кусковатості вивантажених гірських порід $d_{кр}$:
 1 - тривалість черпання ковша $K_{п.к.}$; 2 - коефіцієнт наповнення ковша $K_{п.к.}$;
 3 - коефіцієнт розпушення гірських порід у ковші навантажувача $K_{р.к.}$.

Корисна копалина, яку можна використовувати як будівельні матеріали (шебень різних фракцій, бутовий камінь, пісок), повинна мати визначену міцність і крупність. Остання повинна бути прив'язана з прийомним отвором дробарки. Необхідний розмір габаритного шматка (оптимальний) повинний бути визначений до початку роботи розрихловача. Тому важливе значення має відповідність кусковатості гірської маси параметрам навантажувального і транспортного устаткування. Лінійні розміри ковша навантажувача визначають габарити окремих шматків, до яких повинна подрібнюватися гірська маса. При цьому найбільший розмір L_{max} (м) по ребру шматка може бути визначений по формулі:

$$L_{max} = (0,45 \dots 0,56) \cdot b_{ic} = (0,95 \dots n, 21) \cdot < E_{н}, < 1,2 \cdot < q \cdot \gamma \quad (5.2)$$

де L_{max} - ширина кромки ковша, що ріже ковш навантажувача, м;
 $E_{н}$ - місткість ковша навантажувача, м³;
 $q_{н}$ - номінальна вантажопідйомність навантажувача, т;
 γ - щільність гірських порід, т/м³.

Гірська маса, перемішувана бульдозером, не вимагає значного дроблення, і на її крупність немає певних обмежень.

ВИСНОВОК:

При підготовці напівскельних і скельних порід до виймання найбільше поширення одержав буровибуховий спосіб завдяки технологічності, відносної дешевини найпростіших ВР, можливості великого обсягу порід. Кусковатість висаджених гірських порід є одним з основних факторів, що визначають ефективність бурових, вибухових, виймально-завантажувальних і транспортних робіт. Збільшення ступеня дроблення порід викликає, з одного боку, підвищення витрат на бурові і вибухові роботи, а з іншого боку - зниження витрат на виймально-завантажувальні і транспортні роботи. Таким чином, оптимальна кусковатість гірських порід при вибуховій підготовці визначається техніко-економічним розрахунком по мінімуму питомих приведених витрат на бурові, вибухові, виймально-завантажувальні, транспортні роботи і механічне дроблення.

Лекція 6. БУРОВІ РОБОТИ

На практиці розробки родовищ корисних копалин для підготовки об'ємів порід до вибуху (для розміщення ВР в породі) бурять шпури і свердловини.

Для буріння шпурів використовують електросвердла (ручні і колонкові), бурильні молотки (перфоратори) ударної дії.

Для буріння свердловини застосовується широко розповсюджений спосіб - шарошковий тобто - станків шарошкового буріння (свердловини діаметром 220 мм, 250, 270 і 320 мм). Всі інші способи малоефективні і носять вибірковий характер.

З точки зору ресурсозбереження при бурінні свердловини один із основних критеріїв є електроенергія (її економія) або енергоємність розпаду гірничих порід.

Для аналізу енергоємності процесу руйнування станками шарошкового буріння можна виконувати наступні розрахунки: визначається:

1) сумарна довжина L_c (м) лінії контакту з вибоєм свердловини, враховуючи, що контакт зубців долота з вибоєм свердловини відбувається по всій довжині яка утворює кожна шарошка:

$$L_c = 3d_c/2, \quad (6.1)$$

де d_c - діаметр долота, м;

2) питоме осьове зусилля P_y (кг/см) на умовну одиницю довжини контакту

$$P_y = P_0/L_c \quad (6.2)$$

де P_0 — осьове зусилля на долото, кг;

3) потужність N (кВт/с), яка підводиться до вибою свердловини при шарошковому бурінні

$$N = \frac{M \cdot n_0}{975} \cdot 102 = \frac{m_v \cdot P_0 \cdot n_0}{975} \cdot 102, \quad (6.3)$$

де M - крутний момент на вибій свердловини; m_v - питомий крутний момент; питома вибійна потужність N_y (кВт/с см²)

$$N_y = N/F, \quad (6.4)$$

де F — площа свердловини;

4) питома енергоємність буріння E_y (кВт/см)

$$E_y = \frac{N_y \cdot 60}{V}, \quad (6.5)$$

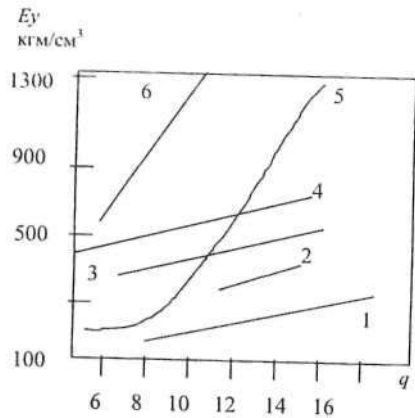
де V — швидкість буріння, мм/хвилину.

Дослід руйнування гірничих робіт показує, що чим більша питома навантаження на робочу частину інструменту, тим більше по об'єму (розмірі) вихід руйнованого матеріалу при менших питомих витратах електроенергії.

Це означає, що к.к.д. руйнування порід буде вищий, чим більше прикладається питоме навантаження на робочу частину бурового інструменту. Однак при цьому необхідно вибирати раціональні параметри зусиль з урахуванням міцності порід, а також враховувати міцність застосовуючого долота і його армування. Для руйнування порід різної міцності потрібно і різне осьове зусилля.

Практика показує, що руйнування породи при бурінні свердловини проходить добре, якщо на вибій передається зусилля, яке перевищує в 1,3 ... 1,5 раза величину критичного опору, при якому проходить її руйнування. В загальному випадку енергія, яка затрачується на руйнування одиниці об'єму породи, прямо пропорційна її міцності.

Із порівняння питомої енергоємності при різноманітних способах буріння видно, що питоме буріння потужними колонковими перфораторами менше енергоємне (мал. 6.1., крива 1), чим інші способи буріння. Переносні перфоратори, дякуючи тому, що вони, як правило, експлуатуються при недостатньо осьовому зусиллі, створюють більш високу енергоємність (крива 3). Машини обертально-ударної дії менше енергоємні, чим переносні перфоратори. При бурінні в м'яких породах їх застосування неефективно (крива 5). Буріння пневмоударниками менше ефективно чим потужними колонковими перфораторами (крива 4). Буріння свердловини шарошковими долотами (крива 2), не дивлячись на високу швидкість буріння і відносно великий діаметр, потребує великих енергетичних витрат які можуть бути знижені шляхом збільшення силових зусиль на буровий інструмент. При дуже високих зусиллях цей спосіб буріння буде найменш енергоємним.



Малюнок 6.1. — Зміна питомої енергоємності E_y при бурінні порід від їх міцності

Лмазове буріння (крива 6, діаметр коронки 36 мм) є найбільш енергоємним, дякуючи тому, що при цьому виді буріння продукти руйнування самі маленькі.

Таким чином, основними факторами, впливаючими на енергоємність руйнування гірничих порід при їх бурінні, є: форма силового імпульсу, амплітуда і тривалість цього імпульсу.

Практично величина $T_{e, np} = (0,15 \text{ :- } 0,23) T_c$, тобто шозмінні простої кожного верстата досягають 0,9-1,3 ч. Причини цих простоїв полягають головним чином в аварійних зупинках і ремонтах (до 35%), позапланових відключеннях електроенергії й наднормативних витрат часу на технологічні операції. Тривалість простоїв залежить від досконалості конструкції, кінематичної схеми верстата, ступеня відповідності комплектувального устаткування умовам експлуатації, рівня трудової дисципліни й кваліфікації персоналу організації самого процесу буровлення.

Причинами цих в основному організаційних простоїв (до 15-20% загального річного фонду часу) є планові й позапланові ремонти й перегони верстатів, відсутність екіпажів, перерви при підривних роботах, відсутність фронту робіт і т.д. Таким чином, у цілому втрати робочого часу становлять до 35%. З обліком різних допоміжних: робіт коефіцієнт продуктивно використання, бурових верстатів на кар'єрах становить від 0,35-6,4 до 0,55-0,6.

Потрібно відмітити, що для оцінки руйнування твердого середовища в процесі їх буріння користуватися тільки кінетичною енергією вдаряючого тіла недостатньо. Необхідно врахувати і його форму. В зв'язку з тим можна сформулювати наступний закон форми вдаряючого тіла.

Ефективність руйнування твердого середовища при заданій кінетичній енергії вдаряючого тіла визначається формою цього тіла, яка взаємодіє з вдаряючим тілом, створює змінюючі в часі сили, причому найменша енергоємність руйнування середовища буде тоді, коли навантаження по часу співпадає з формою початкового імпульсу, тобто, тоді, коли відбиваюча енергія буде мінімально.

Закон форми вдаряючого тіла записується в наступному вигляді:

$$=f(t) \quad (6.6)$$

тобто к.к.д. () передачі енергії удару від вдаряючого тіла (t - довжина вдаряючого тіла).

В розширеному вигляді

$$\eta = \frac{d(1 - e^{-\beta t})}{t^2 (1 + \frac{\gamma}{t})^2} \quad (6.7)$$

$$\alpha = \frac{4a^2 m}{K}; \quad \beta = \frac{2k}{ES_0}; \quad \gamma = \frac{a^{2-m}}{ES_0}$$

a - швидкість звуку в матеріалі тіл, які вдаряються;

m - маса вдаряючого тіла;

E - модуль пружності;

S₀ - товщина перерізу вдаряючого тіла;

K - коефіцієнт, який характеризує умови входження тіла під дією сили;

Шляхи удосконалення бурових робіт

- 1) Ідея буровлення свердловин, без нарощування бурового става, що запобігає зашламовуванню долота й скорочує тривалість допоміжних операцій на 45-55%
- 2) При досить тяжко буримих абразивних породах ($P_0 > 15$) для збільшення стійкості доліт і продуктивності верстатів ефективно застосування комбінованого термошарошечного буровлення.

ВИСНОВКИ:

- 1) Правильне застосування закону дозволяє підвищити продуктивність бурових машин на 15 ... 20% без суттєвих витрат.
- 2) Підвищити ресурсозбереження бурових робіт, можливо також впроваджувати передові методи організації труда.

Лекція 7. ВИБУХОВІ РОБОТИ

7.1. Втрати енергетичних, матеріальних та мінеральних ресурсів при проведенні вибухових робіт

Вирішення задач ресурсозбереження на стадії вибухових робіт може мати визначаючий вплив на всі наступні технологічні процеси тобто всього комплексу гірничого виробництва. Енергетичні втрати вибуху заздалегідь визначаються навіть на стадії формування свердловинних зарядів вибухової речовини на вибуховому блоці гірських робіт. В залежності від потужності гірничих підприємств кількість витраченої вибухової речовини при одному вибуху змінюється від сотень кілограмів до сотень тонн. Тому важливою умовою при вибуху є диференційоване розташування вибухової речовини по всьому об'єму масиву гірських порід, що руйнуються, з відповідністю дії імпульсу вибуху (імпеданса) вибухових речовин властивостям і будові цих порід (відповідність імпедансом вибухових речовин та порід).

Не виконання даної умови, як правило, призводить до надмірного подрібнення гірських порід в середній частині уступу кар'єра та вихід негабаритних фракцій з його верхньої частини при одночасних енерговитратах в нижній частині уступу на рівні перебору свердловин. Це призводить до необхідності вторинного вибуху, пов'язаного з великими енерговитратами так як питомі витрати вибухової речовини на цій технологічній операції вищі.

Складність та різноманітність реальних факторів, які впливають, заздалегідь визначаючих ефект суперпозиції полів напружень при взаємодії від вибухів зарядів, у значній мірі впливають на ККД вибуху, а значить і на формування енергетичних втрат.

Основною метою вибухової відбійки є приведення природних масивів гірських порід у стан, який дозволяє здійснити виймання, транспортування та переробку корисних копалин існуючим технологічним обладнанням.

В залежності від типу вибухових речовин, що застосовуються, умов вибуху та методів вибухових робіт втрати корисної копалини можуть змінюватися в значних межах (втрати в зоні передрібнення та вторинному вибуханні-подрібненні негабариту).

Енергетичні втрати та втрати мінеральних ресурсів можуть трансформуватися у втрати матеріальні, які можуть бути визначені наступним шляхом.

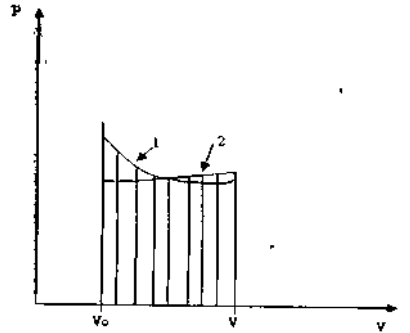
Кожна вибухова речовина поряд з енергетичною характеристикою, має певну вартість. Виходячи з цього можна оцінити питому вартість одиниці енергії даної вибухової речовини. Визначити ККД вибуху, можна встановити матеріальні втрати, пов'язані із втратою мінеральних ресурсів, на підставі того, що, по-перше, для отримання цих втрат виконуються такі ж операції та витрачається така ж робота, як і для отримання товарної продукції; по-друге власне мінеральна сировина, при відповідності кондиціям, могла б використовуватися у народному господарстві і, відповідно, мала б відповідну вартість. Уявлення про значущість матеріальних втрат при вибуховій відбійці можна отримати із наступних узагальнених показників: корисні форми роботи вибуху складають іноді менше 1...2% його потенційної енергії, а втрати мінеральних ресурсів в результаті невідповідності кондиціям в окремих випадках досягають 70%

Таким чином втрати енергетичних, мінеральних та матеріальних ресурсів, що формуються при вибуховій відбійці, є наслідком факторів, основними з яких потрібно вважати:

- 1) тип вибухових речовин, що застосовуються, з їх енергетичними характеристиками та особливостями детонаційного перетворення;
- 2) умова передачі енергії вибуху в середовище;
- 3) особливості взаємодії полів напруги у середовищі;
- 4) властивості самого середовища.

Всі види втрат знаходяться у тісному зв'язку один з одним і багато в чому заздалегідь визначаючі.

Теплова енергія, що виділяється при вибуху, Q_v у результаті розширення продуктів вибуху (ПВ) перетворюється в механічну роботу. Мірою працездатності вибухової речовини в першому наближенні може бути теплота вибухового перетворення чи потенційна енергія. Величина ККД вибуху залежить як від початкового тиску та температури ПВ, так і фізико-механічних властивостей зруйнованих порід. Вид корисної роботи та властивості порід заздалегідь визначають максимальний ступінь розширення ПВ, при якому ці роботи виконуються. При розширенні ПВ від об'єму V_0 до об'єму V_1 (рисунк 7.1) механічна робота в обох випадках здійснюється однаково (площі, обмежені кривими 1 та 2, рівні) при розмічених початкових тисках. Але ККД різні, так як не однаковий ступінь розширення (p/p_0) Ступінь розширення ПВ, що характеризується кривою 1, більше, тому і ККД вище.

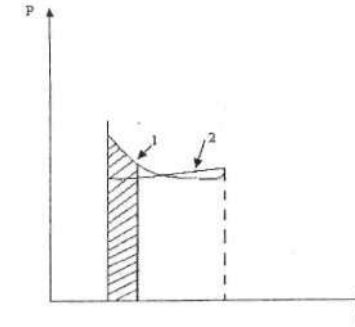
Рисунок 7.1. Діаграма p - V різних ізентроп розширення

Загальною мірою роботи вибуху є повна робота розширення ПВ. Визначення конкретних форм роботи, які можуть складати долі загальної роботи, являють собою окремі задачі. Кількість роботи, яка виробляється ПВ, що розширюються по адиабатичному закону до атмосферного тиску, що являє повну ідеальну роботу вибуху A_{in} , яку приймають за міру працездатності вибухової речовини. При відношенні величин повної роботи A_{n1}/A_{n2} . Для двох вибухових речовин, що порівнюються, можуть не співпадати, якщо значно відрізняються показники політрону чи питомої теплоємності ПВ (C_v) при постійному об'ємі.

При практичних розрахунках на теплообмін не зважають, так як втрати на теплообмін в реальних умовах поки не підлягають розрахунку. Дія вибуху поділяється на місцеву та загальну. Місцева дія вибуху проявляється в інтенсивному дробленні та деформації матеріалу, безпосередньо прилягаючого до заряду на відстанях сумісних з його лінійними розмірами (для сферичного заряду вибухової речовини з його радіусом). Воно визначається головною частиною імпульсу тиску (рисунок 7.2, крива 1) і залежить від типу вибухової речовини, щільності заряджання, жорсткості гірського масиву, форми заряду, місця знаходження ініціатора та інших факторів. Великий вплив на місцеву дію вибуху здійснює кут падіння детонаційної хвилі на межу розділу „заряд вибухової речовини - середовище”. Найбільший ефект досягається при нормальному падінні хвилі.

Загальна дія вибуху визначається в гірських породах на відстанях десятків радіусів заряду та в значно меншій мірі залежить від початкового тиску ПВ та швидкості детонації вибухової речовини, а визначається переважно енергією вибуху. Можна уявити випадок, коли при меншому початковому тиску ПВ повний імпульсу таким же великим (крива 2, рисунок 7.2) при умові, що $K_2 < K_1$ (ізентропи менше для ПВ з меншим початковим тиском).

Вибір ефективних форм роботи вибуху та керування його дією визначається технологічними задачами добутку та переробки мінеральної сировини. При виборі методів управління дією вибуху потрібно враховувати не тільки його ККД, але й зміну енерговитрат на наступних операціях технологічного циклу.

Рисунок 7.2. Діаграма P - t для імпульсу вибуху різноманітних вибухових речовин

Всі види втрат мінеральної сировини діляться на дві групи:

- 1) втрати, супутні цілеспрямованому видобутку однієї чи декількох корисних копалин (не комплексне освоєння покладів отриманих копалин);
- 2) втрати, внаслідок несучасності технологій добування та переробки (технологічні втрати).

Втрати мінеральної сировини першої групи можуть бути значними і обумовленими за рахунок різноманітних порід на межах кар'єрних полів, відробки вскришних (легких) порід, що вміщують і бокові кристалічні породи, де група супутніх корисних копалин може бути сировиною для виробництва будівельних, вогнетривких та дорожніх матеріалів.

Підвищення ефективності технологічних процесів та зниження втрат мінеральної сировини можливо лише при врахуванні гірничогеологічних особливостей покладів, фізичних властивостей корисних копалин та технологічних вимог до якості отриманої продукції.

ВИСНОВОК:

Основні напрямки удосконалення вибухових робіт повинні передбачати розробку методів управління енергією вибуху, що знижує як безпосередні так і технологічні втрати корисних копалин. Ця задача розв'язується шляхом формування вибухового імпульсу за рахунок вибору раціонального типу вибухової речовини, конструкції та діаметра заряду, питомих енерговитрат, схем з'єднання та чергування вибуху, способів ініціювання зарядів та інших параметрів вибухових робіт.

Лекція 8. ВПЛИВ ЕНЕРГОЗАТРАТ І ПАРА-МЕТРІВ ВИБУХОВИХ РОБІТ НА ВТРАТИ МІНЕРАЛЬНИХ РЕСУРСІВ

8.1. Мікротріщинуватість і технологічні параметри гірничої маси

Масиви гірничих порід завжди мають дефекти різного масштабу від природної тріщинуватості до дислокацій у зернах мінералів, які визначають властивості гірничих порід, а саме, їх міцність і характер руйнування від впливу вибухових навантажень. Найбільший вплив на якість руйнування порід (гранулометричний склад горної маси) мають тріщинуватість і шаруватість. Підвищення щільності мікротріщин призведе до зниження міцнісних характеристик, які утворюються у результаті вибуху кусків породи. Якщо гірничу масу використовують для отримання щебеню, то такі зміни, з однієї сторони, зменшують енергозатрати при механічному дробленні, з другої - погіршує якість готової продукції, тобто показники міцності щебеню.

Ступінь мікротріщинуватості порід визначається петрографічними дослідженнями за результатами вивчення шліфів і аншліфів. Результати досліджень потім враховують при проектуванні параметрів вибуху з метою зниження виходу крупно габаритних фракцій гірничої маси (негабаритних кусків) в кар'єрі і подріблених (отсів) - на каміннодробарних заводах (цехах).

8.2. Вплив імпульсу вибуху на втрати корисної копалини

Вплив вибуху на масив гірничих порід у процесі його руйнування може бути джерелом втрат корисної копалини із-за його втрати міцності за рахунок утворення мікротріщин, які знижують якість продукції. Характер руйнування порід і ступінь їх втрат міцності обумовлюється параметрами вибухового імпульсу - величиною амплітуди і його тривалістю.

Амплітуда хвилі навантажень у масиві при міцних рівних умовах пропорційна тиску в зарядній камері (скважені, шпурі). Тривалість тиску визначає частковий спектр хвилі навантажень і характер її впливу на масив по мірі розповсюдження від зарядної камери. Зменшення амплітуди хвилі навантажень за рахунок дисипативних втрат характеризується амплітудним коефіцієнтом поглинання, який пропорційний частоті гармонічних коливань і визначається за формулою:

$$a = w/2C_p G \quad (8.2.1)$$

де, w — частота гармонічних коливань;
 C - швидкість прокольної хвилі навантажень;
 G ~ константа, яка залежить від типу породи (таблиця 8.2.1.).

Величину $I/G=(2C_p w)a$ називають безрозмірним коефіцієнтом затухання. На малюнку 8.2.1. зображена залежність коефіцієнта затухання від частоти коливань для піщаника при різному ступені водонасичення, яка описується формулою:

$$I/G = I/G_0 + w * K_n \quad (8.2.2)$$

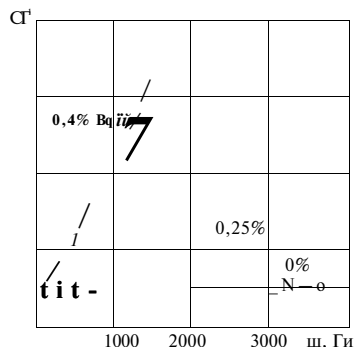
де, G_0 - коефіцієнт затухання в сухому піщанику;
 K_n - коефіцієнт, який характеризує залежність поглинання від частоти.

Таблиця 8.2.1.

Значення G для деяких типів порід

Города	Діапазон зміни	
	Частота гармонічних коливань, Гц	G1
Песчаник	100...12800	7...52
Грапіт	50... 16000	79... 100
Известняк	2800...15-10	65... 100

Зниження втрат мінеральної сировини можна отримати шляхом формування вибухового імпульсу з максимальною спектральною щільністю в області високих або низьких частот в залежності від типу порід і технологічних умов переробки корисної копалини.



Малюнок 8.2.1 - Логарифмічний коефіцієнт затухання для піщаника з різним вмістом води

Зі збільшенням навантажень фронту імпульсу тиску в зарядній камері нормальне навантаження в породі зростає, що приводить до збільшення розмірів зони подрібнення.

Зі збільшенням нормальних навантажень у 2 рази радіус подрібнення зростає в 1,5 раз. Для досягнення більш рівномірного дроблення гірничих порід доцільно йти не шляхом збільшення тиску, а йти шляхом створення умов більшої тривалості вибухового імпульсу. Цей висновок є визначальним при розробці інженерних методів управління енергією вибуху для досягнення інтенсивного дроблення порід.

8.3. Вплив діаметру заряду на розмір зони подрібнення

Від діаметру заряду ВР також залежать параметри імпульсу вибуху і розміри зони подрібнення. Наприклад, для зарядів ігданіта різного діаметру зміни цієї зони характеризуються діаграмою (малюнок 8.3.2), побудованої за розрахунковими даними для умов гірничого масиву з наступними фізико-механічними властивостями:

- модуль пружності породи $E=10$ МПа;
- коефіцієнт поперечних деформацій $\nu=0,3$;
- щільність породи $\rho=3,410$ кг/куб. м;
- динамічна в'язкість $\eta=10$ Пас.

Збільшення діаметру заряду сильно впливає на процеси руйнування в ближній зоні (зоні зняття) і значно слабшає - в зонах радіальних і концентричних тріщин. В даному випадку (для залізних руд) доцільно

використовувати заряди більшого діаметру. Для цих умов отримана формула для визначення необхідного радіусу заряду

$$r_0 = tg C_p E / P K t, \quad (8.3.1)$$

де, tg - час хімічної реакції ВР;

E - модуль пружності породи;

P - максимальний тиск на фронті ударної хвилі ;

Kt - коефіцієнт, який характеризує швидкість зростання тиску у зарядній камері.



Малюнок 8.3.1. - Діаграма зон руйнування для різних діаметрів заряду

Для умов гранітних кар'єрів ефективним є застосування скважин меншого діаметру (таблиця 8.4.1.)

З таблиці 8.4.1. видно, що $\sigma = 105$ мм вихід некондиційних фракцій (0...5мм) знижується до 6,7% в порівнянні з 12,9% при $\sigma = 214$ мм.

8.4. Енергозатрати і втрати мінеральної сировини

Енергозатрати при вибуховій відбійці порід визначаються питомими витратами і типом ВР. Зменшення енергозатрат пов'язано із збільшенням відносних відстаней між зарядами ВР. Для більшості залізородних кар'єрів Кривбаса при відбійці руд з $f=16..20$ відстань між скважинами складає $(25..28)d_3$

Таблиця 8.4.1.

Гранулометричний склад гірничої маси при різних діаметрах скважинних зарядів

Фракція, мм	Склад фракцій (%) при діаметрі заряду, мм		Фракцій, мм	Склад фракцій (%) при діаметрі заряду, мм	
	214	105		214	105
0...5	12,9	6,7	200...300	37,0	42,0
5...40	5,0	6,0	300...400	10,0	9,4
40...80	7,0	7,3	400...500	11,0	10,0
80... 120	5,0	7,0	Більше 500 (негабарит)	6,0	3,6

Для цих умов діаметр зони керованого дроблення, D_d , розрахованої за формулою:

$$D_{d,d} = 9,63 + 25(q/f)^{1,2} \quad (8.4.1)$$

Складає $(18 \dots 16)q$, де q - питома витрата ВР.

Встановимо залежність діаметру середнього куска гірничої маси d_{cp} , від питомої витрати ВР:

$$d_{cp} = (a_p/K_v q - 0,26) + 5F, \quad (8.4.2)$$

де, a_p - коефіцієнт регресії, який залежить від властивостей порід (приймається за таблицями);

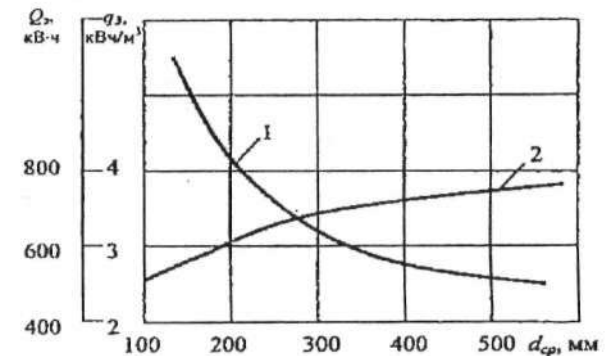
K - коефіцієнт, який враховує вплив діаметру заряду ВР.

Збільшення питомих енергозатрат ВР при подрібненні скальних порід веде до зменшення d , а значить до збільшення утворень поверхні кусків, що впливає значно на продуктивність дробарного обладнання. Так, для дробарки типу С - 118 прийнята залежність її продуктивності $Q=f(d)$:

$$Q = 117,65 + 20800d_{cp} \quad (8.4.3)$$

При цьому також встановлено, що загальне споживча потужність дробарки зменшується зі збільшенням крупності гірничої маси (малюнок 8.4.1). При цьому головна дробарка працює з більшим навантаженням, але продуктивність її невелика. Все інше обладнання працює з неповним навантаженням.

Тому потрібна потужність по заводу зменшується. Питомі витрати електроенергії зі зменшенням можуть бути скорочені на 15..20% при подрібненні залізородних кварцитів. Встановлено, що п'ятикратне збільшення енергозатрат на подрібнення залізородних кварцитів з 18..20 збільшує вихід фракції 0...20 мм в 8...11 разів. Зростання виходу фракцій 0...3 мм зумовлює підвищення погодинної продуктивності шарових млинів. Розрахунки показують, що в умовах Кривбасу при питомих витратах 2,5...3 кг/куб.м годинна продуктивність дробарок підвищується на 30...50%, а шарових млинів - на 5...8%.



Малюнок 8.3. - Залежність споживчої потужності (1) і питомих витрат електроенергії (2) від крупності гірничої маси

Підвищена інтенсивність вибухового подрібнення дозволяє зменшити втрати корисної копалини, при збагаченні залізістих кварцитів за рахунок більш повного видобування залізо містких мінералів.

ВИСНОВКИ:

1. Зі збільшенням нормальних навантажень у 2 рази радіус подрібнення зростає в 1,5 раз. Для досягнення більш рівномірного дроблення гірничих порід доцільно йти не шляхом збільшення тиску, а йти шляхом створення умов більшої тривалості вибухового імпульсу.

2. Параметри імпульсу вибуху і розміри зони подрібнення залежать від діаметру заряду ВР. За допомогою розрахунків, ми бачимо, що збільшення заряду діаметра сильно впливає на процеси руйнування в ближній зоні (зоні зняття) і значно слабшає - в зонах радіальних і концентричних тріщин. Для залізних руд доцільно використовувати заряди більшого діаметру, а для умов гранітних кар'єрів ефективним є застосування скважин меншого діаметру.
3. Збільшення питомих енергозатрат ВР при подрібненні скальних порід веде до зменшення d , а значить до збільшення утворень поверхні кусків, що впливає значно на продуктивність дробарного обладнання. При цьому також встановлено, що загальне споживча потужність дробарки зменшується зі збільшенням крупності гірничої маси. При цьому головна дробарка працює з більшим навантаженням, але продуктивність її невелика. Тому потрібна потужність по заводу зменшується. Питомі витрати електроенергії зі зменшенням можуть бути скорочені на 15...20% при подрібненні залізородних кварцитів. Встановлено, що п'ятикратне збільшення енергозатрат на подрібнення залізородних кварцитів з 18..20 збільшує вихід фракції 0...20 мм в 8...11 разів. Зростання виходу фракцій 0...3мм зумовлює підвищення погодинної продуктивності шарових млинів. Розрахунки показують, що в умовах Кривбасу при питомих витратах 2,5...3 кг/куб.м годинна продуктивність дробарок підвищується на 30...50%, а шарових млинів - на 5...8%.

Лекція 9. МЕТОДИКА РОЗАХУНКУ ПАРАМЕТРІВ ВИБУХОВИХ РОБІТ У БЛОЧНИХ МАСИВАХ СКЕЛЬНИХ ПОРІД (ПІД СХЕМИ ВИБУХУ, ДЛЯ ПОРІД З ЧІТКО ВИРАЖЕНОЮ ТРІЩИНОВАТІСТЮ)

Методика призначена для кар'єрів нерудної промисловості, які розроблюють родовища гранітів, гранітодіоритів, габро і їм подібні, а також вапняків, доломітів і інших порід, які мають чіткий розвиток систем тріщин. Розрахунок параметрів вибухових робіт за даною методикою проводиться при розробці проекту на масовий вибух, як правило, свердловинними зарядами ВР.

Для розрахунку параметрів вибуху повинні бути представлені початкові матеріали, які містять дані за наступним питанням:

- районування кар'єру (вибухового блоку на уступі) до маркшейдерських осей;
- схема короткоуповільненого вибуху (вказується раціональна схема для блока і контурного ряду порід);
- конструкція зарядів типів ВР та способів ініціювання та інші.

Послідовність розрахунку:

а) для подрібнення практично монолітних масивів порід л.н.с. (W), м визначається по формулі:

$$W = (182,6 / f^{0,2}) \rho_{BR}^{1/4} K_{BR}^{1/4} (d_3 / d_r)^{3/4} d_r, \quad (9.1)$$

де f - коефіцієнт міцності порід по М.М. Протод'яконову;

ρ_{BR} - щільність ВР, кг/м³;

K_{BR} - перевідний коефіцієнт, який враховує здатність ВР (приймається за таблицею);

d_3 - габаритний розмір куска гірської породи, м;

d_r - діаметр заряду, м.

б) для анізотропних масивів блочної структури л.н.с. (W), м визначається по формулі:

$$W = [(281,5 / f^{0,2} V_c^{0,1}) \rho_{BR}^{1/4} K_{BR}^{1/4} (d_3 / d_r)^{3/4} d_r] K_{не}, \quad (9.2)$$

де V_c - об'єм (вміст) негабаритних природних кусків в масиві, %;

$K_{не}$ - коефіцієнт передачі енергії ВР (табл. 9.1)

Таблиця 9.1

a , град	0	10	20	30	40
K_a	0,84	0,87	0,90	0,92	0,94
a , град	50	60	70	80	90
K_m	0,96	0,97	0,98	0,99	1,00

Відстань між зарядами, які підлягають одночасному вибуху (під схему вибуху) в будь-якому азимутному напрямку визначається за формулою:

$$a_{(a)} = 1,67r_{д} [1 - \sin^2 \alpha (1 - K_a^2)]^{-1/2}, \quad (9.3)$$

де $r_{д}$ - радіус зони подрібнення одиночним зарядом, м (приймається по таблиці); K_a - коефіцієнт анізотропії порід (змінюється від 1,05 до 1,4).

Відстань між зарядами $a_{(m)}$ по сітці їх розміщення в перпендикулярному напрямку визначається в залежності від зміни азимута:

$$\alpha_{m} = 180^\circ - (\alpha + 90^\circ), \quad (9.4)$$

Відстань між зарядами, які підривають із сповільненням $4=20, 35, 50$ м/с, визначається за формулою:

$$\alpha_{с} = \left\{ 1,67r_{д} [1 - \sin^2 \alpha (1 - K_a^2)]^{-1/2} \right\} \Delta r_{д}, \quad (9.5)$$

де $\Delta r_{д}$ - приріст радіусу вирви подрібнення за рахунок короткосповільненого вибуху (КСВ), м.

Величина $\Delta r_{д}$ може змінюватись в залежності від ступеня блочності порід:

- для дрібноблочних - (5...7) %
- для середньоблочних - (3...5) $r_{д}$;
- для крупноблочних (практично монолітних) - (1...3) $r_{д}$.

Всі інші параметри вибухових робіт визначаються за відомими формулами.

ПРИКЛАД РОЗРАХУНКУ

1. Для діагональної схеми підривання визначаються розміри сітки свердловини: при $L''_{с} = 1,1$; $r_{д} = 2,5$ м (по таблиці); $a_3 = 3,9$ м; величину e , необхідно при $a_{m,с} = 180^\circ - (60^\circ + 90^\circ) = 30^\circ$; по таблиці - при $e_{дн} = 2,3$ м і $a_{m3} = a_{m3} = 30^\circ$ - $e = 3,7$ м; сітка свердловини $a_3 \times b_3 = 3,9 \times 3,7$ м.

2. Величину W визначаємо по таблиці при $f = 12$, $d_3 = 130$ мм, $d_{с} = 0,9$ м і $d_2 = 0,7$ м, тоді $W = 3,6$ м.

3. Розмітка сітки свердловини на вибуховому блоці порід по азимуту $a_m = a_e$ (або під кутом $a_{m3} = 60^\circ$) проводимо діагональ, на якій відкладаємо величину e (перпендикуляр до лінії вільної поверхні) і a , (на діагоналі); потім по нормалі до цієї діаграми на відстані $b_3 = 3,7$ м проводимо наступну діаграму і т.д. - по фронту вибою.

4. Так як у схемі КЗВ заряду підриваються миттєво, а між рядами - із сповільненням, то $e_3 = 3,7 \text{ м} + \Delta r_{д}$, для середньоблочних порід $\Delta r_{д} = 3 * r_{д} = 3 * 0,065 = 0,195$ м - приймаємо 0,2 м, тоді з врахуванням поправки $e_3 = 3,7 + 0,2 = 3,9$; сітка свердловини під схему КЗВ $a_3 \times b_3 = 3,9 \times 3,9$ м.

5. Проводиться корегуюча сітка свердловин по діагональним рядам із врахуванням $\Delta r_{д}$. коефіцієнт зближення по короткій діагоналі: $t_1 = 3,9 * 3,9 = 1,0$; також, по довгій діаграмі $m_2 = 7,4 / 2,1 = 3,5$. Можна прийняти 1-й варіант, при незадовільних результатах - перевірити 2-й варіант.

6. Розраховуються наступні параметри:

- 1) довжина перебура $L_{ср} = 1,7$ м;
- 2) довжина свердловини $L_{с} = 15(N_y) + 1,7 = 16,7$ м;
- 3) довжина забійки $L_{заб} = 3$ м;
- 4) довжина заряду $L_3 = 16,7 - 3 = 13,7$ м;
- 5) маса заряду в свердловині $Q_3 = P * L_3 = 12,6 * 13,7 = 171,6$ кг;
- 6) конструкція заряду - комбінована, з довжиною частин зарядів 1 м, чергуючих між собою;
- 7) час замірів між рядами зарядів - 25мс;
- 8) загальна кількість свердловин в ряді - $50 / 3,9 = 13$, в серії при 5-ти рядах зарядів - $13 * 5 = 65$.

ВИСНОВКИ:

Розрахунок параметрів вибухових робіт по даній методиці проводиться при розробці проекту на масовий вибух. При розрахунку цих параметрів не виключаються зміни, обумовлені непередбаченими умовами проектування, вказівками керівництва і т.ін.

Лекція 10. МЕТОДИКА РОЗРАХУНКУ ПАРАМЕТРІВ ВИБУХОВИХ РОБІТ НА ОТРИМАННЯ ПОТРІБНОЇ ЯКОСТІ ПОДРІБНЕНОЇ ГІРСЬКОЇ МАСИ (ПІД СХЕМИ ВИБУХІВ, ДЛЯ РУЙНУВАННЯ СКЕЛЬНИХ ПОРІД З ХАОТИЧНОЮ ТРІЩИНУВАТИСТЮ)

Дана методика розглядає розрахунок параметрів вибухових робіт з використанням свердловинних зарядів в оболонках (поліетиленових рукавів ПР), що вимагають наяву радіального (кільцевого) зазору між зарядом і стінкою свердловини.

Методика може бути використана і для звичайних свердловинних зарядів без оболонки, виключаючи при цьому ті положення, що стосуються параметрів оболонки і зазору. Вона передбачена для подрібнення масивів скельних порід (піщаник, алевроліт, аргіліти та ін.) з хаотичною тріщинуватістю, тобто коли важко виділити основні системи тріщин. При відповідному коректуванні окремих положень методику можливо використовувати в масивах порід з чітко вираженою тріщинуватістю.

В основу даної методики розрахунку параметрів покладені встановлені закономірності подрібнення анізотропних скельних порід при різних відстанях від зарядів. За основоположний параметр прийнятий радіус зони з технологічно обгрунтованою максимальною ступінню подрібнення порід для стандартної ВР. Перехід до іншого типу ВР або до інших умов відбувається за допомогою перерахунку R_{max} визначаються решта параметрів і показників масиву порід n_m на межі зони, обмеженої цим радіусом.

На першому етапі для еталонного ВР (амоніт 6 ЖВ) і номінальних умов (масив - однорідний, не тріщинуватий; висота уступу $H_y = 15$ м; заряд без оболонки і без забойки; довжина заряду $l_j = 12$ м; мінімальний ступінь подрібнення $n/ - 1$) визначається граничний радіус R_{np} зони руйнування:

$$R_{np} = R_c \frac{v \sigma_c}{1 + v \sigma_p} \sqrt{3P_0 l_j \lambda \sigma_c} \quad (10.1)$$

де R_c — радіус свердловини, м;
 v - коефіцієнт Пуасона;

σ_c — границя міцності гірської породи при одноосному стисненні, МПа;
 λ — те ж, при одноосному розтягненні, МПа;

P_0 - $1/8 P_{BP} D^2$ - тиск па стінки зарядної камери, МПЛ;

P_{BP} - щільність ВР, кг/м³;

D - швидкість детонації ВР, м/с;

X - коефіцієнт, залежний від типу гірських порід і довжини заряду, м (рис. 10.1).

Граничний радіус зони руйнування заряду може бути визначений для конкретних гірських порід по номограмі (рис. 10.2). При перерахунку на застосування іншого типу ВР радіус зони руйнування визначається за формулою:

$$R_{np1} = R_{np} \cdot (\rho_{BP} / K_{BP}) \cdot K_0 \cdot K_1,$$

де ρ_{BP} - щільність ВР, кг/дм³;

K_{BP} - перевідний коефіцієнт від амоніта № 6 ЖВ до інших типів ВР (приймається по таблиці);

K_1 - коефіцієнт, враховуючий перехід від уступу $H_y = 12$ м до уступу будь-якої висоти ($K_1 = \sqrt{H_y/15}$); K_u - коефіцієнт, враховуючий вплив оболонки заряду R_s/R_c

(де R_s - радіус заряду, м; R_c - радіус свердловини, м) і ступінь вибуховості порід (ЛВ - легко вибухові; СВ - середньо вибухові і ТВ - тяжко вибухові).

Значення K_0 — змінюється наступним чином:

R_s/R_c	1 ...0,9	0,9 ...0,8	0,8 ...0,7	0,7... 0,6	0,6... 0,5
ЛВ	1,0	1,0	1,0	0,95	0,85
СВ	1,0	1,0	0,95	0,85	0,75
ТВ	1,0	0,95	0,85	0,75	0,6

Технологічно обгрунтована (мінімальна) ступінь дроблення порід n_m , в масиві обмежується розмірами ковша екскаватора E (м), тоді

$$n_T = d_e / 0,6 \sqrt[3]{E},$$

де d_e - розмір окремих кусків в масиві, м;
при $nm < 1,5$ приймається значення, рівне 1,5.

для забезпечення прийнятого ступеню подрібнення ($nm > 1,5$) необхідно визначити технологічний радіус зони руйнування R_j - котрий буде дещо меншим R_{np} :

$$R_T = R_{np} - \Delta R,$$

де AR - зменшення радіуса зони руйнування для забезпечення прийнятої технологічно обгрунтованого ступеню подрібнення, м.

Ця поправка визначається по монограмі (рис. 10.3) або розраховується по формулі:

$$\Delta R = (R_{np} - R_c) \left[1 - \left(\frac{1}{n_T} \right)^{1/q} \right],$$

де q - коефіцієнт, враховуючий тип породи ($q = 2$ - міцний піщаник; $q = 1,7$ - алевроліти; $q = 1,4$ - аргіліти).

Лінія найменшого опору порід по підшві уступу, м:

$$W = 1,6 \cdot R_T.$$

Відстань між свердловинами по прийнятій схемі коротковповільненого підривання визначається з урахуванням середнього часу вповільнення на свердловину:

$$a = R_T (1 + K_\tau) K_3,$$

де $K_\tau = 1 + 0,006$, - коефіцієнт середнього часу вповільнення на одну свердловину;

τ - час вповільнення, мс;

K_3 - коефіцієнт, враховуючий вплив забивки $K_3 = 1$ - без забивки;

$K_3 = 1,15$ - з забивкою).

Відстань між рядами свердловин:

> при одночасному підриванні - $b = a$

> при різночасному підриванні

$$a = R_T (1 + K_{\tau_a}) K_3;$$

$$b = K_{\tau_b},$$

де K_{τ_a} і K_{τ_b} - коефіцієнти, враховуючі час вповільнення відповідно між свердловинами в ряду і між свердловинами в суміжних рядах, м.

Довжина заряду:

$$l_3 = l_c - l_{заб},$$

де $l_{заб}$ - довжина забивки, м (визначається по таблиці пропорційно довжині свердловини l).

Довжина перебуру:

$$l_{неп} = 2 \sqrt{\frac{l_c}{12}}.$$

Відмітимо, що тріщини в масиві за рахунок відбиваючої властивості перерозподіляють енергію вибуху, концентруючи її в одних напрямках і різко шижуючи в інших, тобто спостерігається вплив анізотропії порід. Це добре видно з кругової діаграми енергетичної прохідності при вибуховій руйнації гірських порід (рис. 10.4 а). При сильно вираженій анізотропії порід ($K_a < 1$, де K_a - коефіцієнт анізотропії) відстань між зарядами визначається з урахуванням діаграми енергетичної прохідності (рис. 10.4 б). При цьому також враховуються основні принципи у взаємозв'язку конфігурації діаграми з розмірами сітки свердловин. Потім встановлюються раціональні напрямки відбивки і зв'язані з там напрямки розміщення рядів свердловин стосовно до конкретної схеми вибухання. В умовах кар'єрів можливо вважати, що $\varphi_{a1} = \varphi_{a2}$. Тоді відстань між зарядами в рядах:

$$a_1 = \sqrt{\frac{k_s K_a a \cdot b}{\sin(\varphi_{a1} + \varphi_{a2})}};$$

$$a_2 = K_a \cdot a_1,$$

де k_s - 1,1 ... 1,3 - коефіцієнт збільшення виходу гірської маси за рахунок більш рівномірного розподілу енергії вибуху;

a і b - розмір сітки свердловин без урахування тріщинуватості масиву, м.

В процесі буріння блоку прив'язка свердловин на ньому відбувається не до бровки уступу, а до лінії простягання шарів тріщин. По контуру блока бурять допоміжні свердловини в точках з недостатньою насиченістю енергією.

Дана методика розрахунку параметрів може бути використана при заряджанні обводнених і сухих свердловин зарядами ВР будь-якої щільності при їх формуванні в поліетиленових рукавах. При цьому повинні додержуватися умови, обов'язкові для даного методу підривання.

В зв'язку з специфікою даного методу необхідно сумлінно підходити до визначення маси заряду і довжини поліетиленового рукава. Тому враховуються співвідношення поперечних розмірів рукава і свердловини, згин заряду в свердловині, а також необхідність збільшення висоти колонки заряду для отримання аналогічної якості подрібнення порід при переході до зарядів в рукавах зменшеного діаметру.

Для сухих свердловин маса заряду в поліетиленовому рукаві:

$$Q_p = k_u Q_c (d_p / d_c) + \Delta h \cdot p,$$

де Q_c - маса ВР в сухій свердловині без рукава, кг;
 k_u - коефіцієнт враховуючий згин рукава в свердловині;
 d_p, d_c - діаметр, відповідно, рукава і свердловини, м;
 Δh - прирощення висоти заряду при заряджанні в рукава;
 p - вміщування ВР в рукаві, кг/м.

В реальних умовах $k_u = 1,025 - 1,1$ при $d_p / d_c = 0,6 - 0,9$; величина $\Delta h = 0,5 - 1,5$ м $d_p / d_c = 0,6 - 0,9$.

Маса заряду в рукаві в обводненій свердловині встановлюється шляхом перерахунку заряду в цій свердловині без рукава. В цьому випадку необхідно додатково враховувати ущільнення ВР при водонаповненні заряду ВР всередині рукава. В таких умовах відбувається ускладнена, в порівнянні з сухими, деформація заряду, котра враховується коефіцієнтом згину заряду $k_m = 1,03 - 1,05$ (більше його значення $d_p / d_c = 0,6$ і висоті стовпа води, близької до висоти заряду).

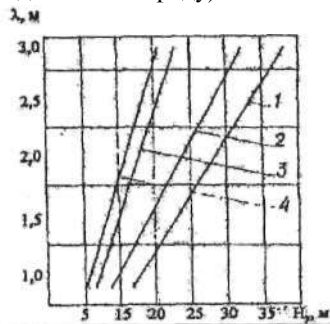


Рисунок 10.1 - значення коефіцієнта А для гірських порід від висоти уступу H_v : 1 - карбонатний ($\sigma_c = 120-175$ МПа); 2 - теж саме, глинистий і з алевролітом ($\sigma_c = 60-100$ МПа); 3 - алевроліт ($\sigma_c = 105-135$ МПа); 4 - теж саме, крупнозернистий ($\sigma_c = 82-105$ МПа).

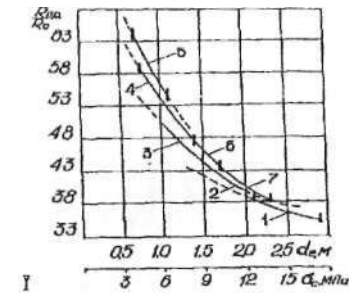


Рисунок 10.2 - номограма визначення радіуса зони руйнування для еталонного заряду ВР в різних гірських породах: 1- піщаник карбонатний; 2- теж саме, мілко- і середньозернистий; 3 - теж саме, глинистий і з алевролітом; 4- алевроліт мілкозернистий; 5 - аргіліт; 6 - алевроліт крупнозернистий; 7 - теж саме, карбонатний.

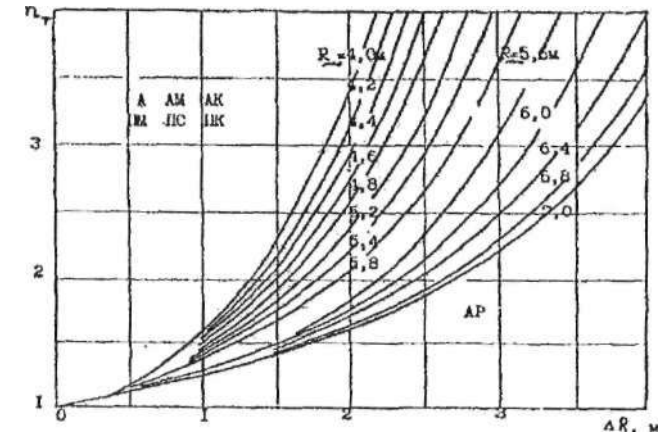


Рисунок 10.3 - номограма для визначення технологічного радіуса зони руйнування гірських порід: А - алевроліт карбонатний; АМ - теж саме, мілкозернистий; АК - теж саме, крупнозернистий; ПМ - піщаник мілкозернистий; ПС - теж саме, середньозернистий; ПК - теж саме, крупнозернистий; АР - аргіліт.

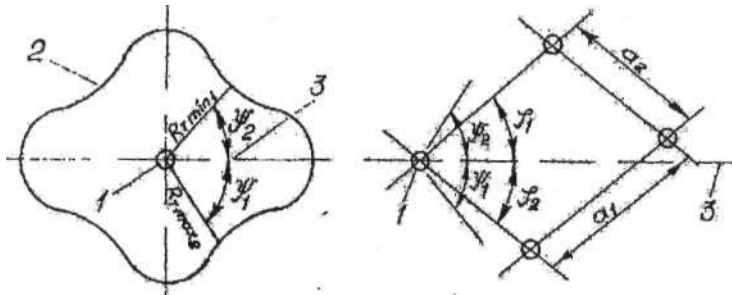


Рисунок 10.4- полярна діаграма енергетичної прохідності (а) і елементи сітки розміщення (б): 1- заряд ВР; 2- контур діаграми енергетичної прохідності, R_T -Цці); 3 - простягання шарів породи або направлення максимальної її руйнації.

Для практичного використання Q_p може бути встановлена в таблиці 10.1, в котрій приведені дані для зарядів граммоніта 79/21 в рукаві ($d_p = 0,18$ м), розміщеного в обводненій свердловині ($d_c - 0,216$ м). Для визначення Q_p по цій таблиці може бути використане значення проектної висоти і маси заряду в свердловині без рукава. Маса заряду може бути також визначена перерахунком проектної маси ВР в свердловині без рукава по формулі:

$$Q = Q_c (0,216/d_c)^2, \text{ м}$$

При заряджанні ВР, що не змінюють свою питому вагу, наприклад тропиш або пореліт, при водонаповненні рукава:

$$Q_p = P \cdot H_z,$$

де H_z - висота заряду, м.

Використання найпростіших ВР не гарантує стійкості детонації в зоні можливого замочання. Тому при заряджанні найпростіших ВР в рукава необхідно враховувати наступне:

- > частина заряду найпростіших ВР, зарядженого в рукав, яка може бути замочена, повинна знаходитись в контакті з частинами заряду ВР, стійко детонуючи при намочанні;
- > довжина замочуваної частини заряду найпростіших ВР не повинна перевищувати допущеної довжини проміжку в заряді;

- > в замочуваній частині заряду бажано використання найпростіших складів, які невластиві до розсолення при розмоканні, наприклад, що вміщують твердий горючий компонент.

З урахуванням вище сказаного, для умов вугільних родовищ кількість промислових і найпростіших ВР в рукаві може бути розраховано, виходячи з висоти стовпа рідини в рукаві. Рівень розчину селітри в рукаві H_p з урахуванням щільності визначається за формулою:

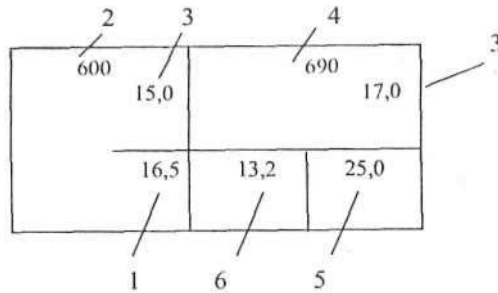
$$H_p = \rho_B / \rho_p \cdot H_{вз} \approx 0,75 \cdot H_{вз},$$

Таблиця Ю.1

Розрахунок параметрів масових вибухів свердловинні зарядів в оболонках

Параметри кір'яків без рукавів	Відношення висот стовпа води і заряду в свердловині																		
	0,4	0,5	0,6	0,7	0,8	0,9	1,0												
250	220	233	250	270	288	305	325												
6,0	5,5	6,0	6,0	6,5	7,0	7,5	8,0												
6,9	2,1	7,0	2,8	8,5	3,5	8,5	4,2	9,0	4,9	10,0	5,6	Ю.5	6,3	ПЛО	6,9	12,0			
30(1	7,5	264	6,5	279	7,0	300	7,5	324	8,0	345	8,5	366	9,0	390	10,0				
8,3	2,5	8,5	3,3	9,0	4,2	10,0	5,0	11,0	5,8	12,0	6,6	12,5	7,5	13,5	8,3	14,5			
350	9,0	30*	8,0	326	8,0	350	9,0	378	9,5	403	10,0	427	10,5	455	11,5				
9/.	3,0	10,0	3,9	10,5	4,9	11,5	5,8	12,5	6,8	13,5	7,7	14,5	8,7	15,5	9,6	16,5			
10,0	352	9,0	372	9,5	40(1	10,0	432	11,0	460	11,5	488	12,0	520	13,0					
11,0	4,4	12,0	5	13,5	6,6	14,5	7,7	15,5	8,8	16,5	9,9	17,5	11,0	19,0					
450	11,0	396	10,0	419	10,5	450	10,5	486	12,0	518	13,0	549	14,0	585	14,5				
12,4	5,0	14,0	6,2	15,0	7,4	17,0	8,7	17,5	10,0	19,0	11,2	20,0	12,4	21,5					
500	12,5	440	11,0	465	11,5	50(1	13,5	540	13,5	575	14,5	610	15,0	650	16,0				
13,8	14,0	5,7	15,5	6,9	17,0	8,3	18,0	9,7	19,5	11,0	21,0	12,4	22,5	13,8	23,5				
550	14,0	12,0	484	12,0	512	13,0	550	14,0	594	15,0	63	16,0	671	17,0	715	18,0			
15,7	6,3	17,0	8,9	19,0	9,5	20,5	11,1	22,0	12,7	24,0	14,2	25,5	15,7	27,0					
00	15,0	456	2,0	510	13,0	528	13,0	558	14,0	600	15,0	648	16,0	690	7,0	732	18,5	780	19,5
	16,5	5,6	18,5	8,3	20,0	9,9	21,5	11,5	23,0	3,2	>5,0	14,8	26,5	16,5	28,5				

Лекція 11. ОБГРУНТУВАННЯ ІНЖЕНЕРНИХ ЗАСОБІВ УПРАВЛІННЯ ПАРАМЕТРАМИ ВИБУХОВОГО ІМПУЛЬСА З ВРАХУВАННЯМ ЕНЕРГЕТИЧНИХ ТА ВТРАТ СИРОВИНИ



- 1 - висота заряду ВР без рукава, м;
- 2 - маса заряду без рукава, кг;
- 3 - кількість мішків ВР, шт;
- 4 - маса заряду ВР в рукаві, кг;
- 5 - глибина свердловини, м;
- 6 - висота стовпа води в свердловині, м.

ВИСНОВКИ:

1. Розрахунок параметрів вибухових робіт по даній методиці проводиться з використанням наведених номотрон.
2. Під час руйнування скельних порід з хаотичною тріщинуватістю за допомогою найпростіших ВР гарантованої стійкістю детонації в зонах можливого замкнення ВР досягається застосуванням як герметизацією зрядів ВР в поліетиленові рукави так і попереднім зневоженням свердловин з одночасним тампонажем стінок свердловин вибухом даних зарядів.

З позиції ресурсозбереження технології вибухової підготовки гірничої маси та її переробки не можливо роздивлятися однозначно. Так, наприклад, високоефективні методи вибухового дроблення породи, які успішно приймаються при добичі руд чорних та кольорових металів, які не регламентуються переддробленою сировиною, можуть опинитися непридатними при добичі гранітів, вапняків та доломитів. В цьому випадку необхідно навчитися не тільки управляти часом дії вибуху на масив, але і управляти рівномірністю дроблення порід з врахуванням специфіки видобуваної сировини, а також економічних показників кінцевого продукту.

Різноманітність гірських порід, різних за фізико-механічними властивостями, заляганню, тріщинуватості та обводненості, потребує диференційованого підходу до вибору типу ВР. Останній є випереджаючим не тільки з точки зору дроблення порід, але також і з економічних позицій.

Економічна ефективність ВР оцінюється енергетичним критерієм. Тоді ефективність (Е) відповідає вартість використання одиниці енергії ВР:

$$1/E = (B+C+D) \quad (11.1)$$

де В - вартість одиниці енергії; С - вартість робіт по виникненню зарядної камери, відносяться до одиниці енергії; Д - вартість робіт по зарядженню, відноситься до одиниці енергії.

Треба відмітити, що при рівних та близьких значеннях теплоти вибуху Q ефективність може зрости за рахунок зменшення вартості ВР. З збільшенням вартості буріння, а також вартості зарядження з економічної позиції може вказатися правильним, якщо збільшити енергію ВР або їх щільність, навіть якщо це призведе до збільшення вартості одиниці маси ВР або одиниці енергії.

Існує дві точки зору вибору ВР: перша - повинно бути виконано співпадання тиску детонації ВР межі міцності породи та її динамічному стисненню (відношення імпедансів ВР та породи). Це відношення повинно бути близьким до одиниці; друга тиск детонації зумовлює лише **головну** частину імпульсу вибуху від якої залежить зруйнування середі у при контурній зоні, переддроблення породи.

В останньому випадку необхідно зменшити головну частину імпульсу вибуху та збільшити тривалість його дії на масив гірських порід.

Для реалізації вказаних факторів у практиці застосовують різні методи, які дозволяють регулювати енергію вибуху.

Конструкції комбінованих зарядів ВР. При формуванні таких зарядів у свердловинах кількість та маса ВР обирається з врахуванням обводненості та міцності порід, а також опору, який переборюється на висоті уступу. Типи ВР по довжині заряду можуть чергуватися від менш міцних, починаючи від забойки свердловин до більш міцних у напрямку перебування свердловин. Це обумовлює кратність вибухового руйнованого масиву порід. У ряді випадків різні частини типів ВР у стовпчику заряду розміщують у сусідніх свердловинах (у горизонтальній площині), що робить аналогічний ефект за рахунок рівномірного їх ініціювання. При цьому руйнуючий ефект тим вище, чим більше різниця швидкостей детонації суміжних зарядів.

В тих випадках, коли неможливо забезпечити швидкість наростання тиску, яка вимагається на фронті УВ змінням типу ВР та його структури, необхідно змінити діаметр заряду.

Тривалість дії вибуху x на масив порід визначається за виразом:

$$\tau = 1.16 \sqrt{r_0} \cdot \sqrt[3]{Q_{ВВ}} \cdot \sqrt{u} \cdot \sqrt{\rho_n} \left(1 / \sqrt[6]{E^6} \right) \quad (11.2)$$

Де $Q_{ВВ}$ ~ маса заряду; u - удільна енергія вибуху; E - модуль пружності породи.

Таким чином, для збільшення тривалості дії вибуху на масив необхідно збільшити радіус заряду та його масу (довжину стовпчика заряду) при збереженні постійності його діаметра заряду та висоти вибухового уступу порід.

На основі обробки результатів дослідних даних вилучена формула для визначення тиску у свердловині в залежності від довжини заряду

$$P = 1/8 D^{8/3} L^{-2/3} t^{2/3} e^{1-(L/t)^{2/3}} \quad (11.3)$$

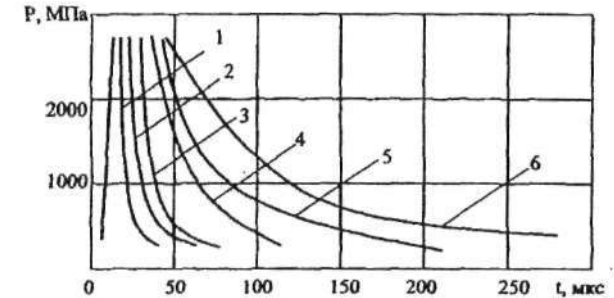
де L - довжина стовпчика заряду;

ρ_{op} - щільність заряду ВР;

t - час;

e - об'єднання натурального логарифму.

Як ми бачимо на мал. 11.1, при збільшенні висоти уступу (довжини стовпчика заряду) від 15 до 75 м тривалість вибухового імпульсу підвищується у 5...6 рази.



Малюнок 11.1. Зміна тиску у часі в залежності від висоти уступу: 1-15м; 2-25м; 3-30 м; 4-45 м; 5-60 м; 6-75 м.

Вибухи високих уступів дозволяють за рахунок зменшення кількості перебування свердловин та їх забойок зекономити: витрату на буріння, масу ВР та забойки, а також затрати на їх реалізацію.

Удільні витрати енергії $E_{y,n}$ на відтворення перебування свердловини

$$E_{y,n} = E_n / E_{ска} = l_n / l_{ска} \quad (11.4)$$

де E_n та $E_{ска}$ - енергетичні витрати на буріння, відповідно, перебування та свердловини;

l_n , та $l_{ска}$ - відповідно, довжина перебування та свердловини з перебуванням. Зниження енерговитрат E_{np} пов'язаних з меж свердловинними перегонами

$$E_{np} = [a(n_c - 1) + b(n_p - 1)] e_{nc} (n_y - 1) \quad (11.5)$$

де a , b - відповідно, відстань між свердловинами у ряді та між рядами свердловин; n_n , n_p - відповідно, кількість свердловин у ряду та рядів свердловин; e_{nc} - енерговитрати на перегон бурового станка на відстань 1 м; $пу = H_k / H_y$ - кількість уступів у кар'єрі (H_k , H_y - відповідно глибина кар'єра та висота уступу).

Аналіз формули (10.5) свідчить, що при інших рівних умовах енерговитрати на перегон стовпчиків зворотно пропорційні висоті уступу.

Змінення енерговитрат AE_3 на процесі збурення блока порід на уступах кар'єру

$$\Delta E_3 = n(H_k / H_y - 1) e_3 \quad (11.6)$$

де e_3 — середні витрати енергії на однозабурення.

Крім конструкцій комбінованих зарядів з тією ж метою застосовують заряди розсредотчення по їх довжині повітряними, водяними та інертними проміжками. Аналогічним потребам відповідає також рівномірне ініціювання окремих частин заряду - внутрішньо свердловинне уповільнення. При цьому взаємодія хвиль напруги виникає тільки у тому випадку, коли період їх взаємодії не буде перевищувати тривалість позитивної фази хвилі стиснення:

$$\begin{aligned} -\tau < t < \tau_0 \\ \tau_0 = 1.2r_{\delta_{\max}} / C_p \end{aligned} \quad (11.7)$$

де $r_{\delta_{\max}}$ - максимальний радіус зони дроблення (формула проф. В.Н. Радіонова).

Забій свердловинних зарядів. Використання забою в свердловинних зарядах сприяє стискуванню газів вибуху і таким чином затримують в часі вихід ПД із свердловини. Конструкції забойок бувають різні, ефективність дії яких установлюється дослідними вибухами.

Коротко затримане вибухання (КЗВ) зарядів. Ефект КЗВ досягається за рахунок: утворення додаткових оголених площин, взаємодії хвиль напруги, зіткнення шматків гірської породи та збільшенням загального часу дії вибуху на масив. Ефект дроблення порід обумовлен застосуванням різних інтервалів сповільнювання між одиночними та груповими зарядами, послідовністю вибухання та напрямком відроблення зарядів.

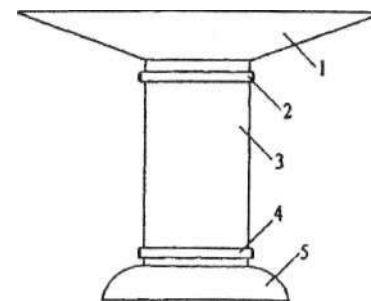
Корисна робота вибуху збільшується пропорційно збільшенню кратності вибухових напруг, що сприяє покращенню якості дроблення порід.

Технологія вибухових робіт з використанням свердловинних зарядів у оболонках (поліетиленових рукавах - ПР). Перевага використання даної технології - при вибуханні обводнених масивів, коли потребується використання дуже коштовних водостійких ВР (ВВР). Ця технологія дозволяє використовувати у обводнених свердловинах прості не водостійкі ВР (НВР), за рахунок гідро ізолюючих оболонок - ПР.

Ця технологія дозволяє застосовувати ВР щільністю менш ніж 1 кг/дм³ та об'єднує ряд послідовних операцій.

- укладку оболонок на гільзу пристрою подачі рукава (ППР);
- > розміщення нижчих бойовиків у свердловині (тротилові шашки, які підвішані на ДНТ);
- установлювання в гирлі свердловин (до того як засипано ВР) ППР; безпосередня засипка ВР у свердловини через ППР (ручним або механічним способами);
- установлювання через лійку ППР верхніх бойовиків;
- > досипку ВР у свердловину до проектного рівня (розрахункова маса заряду ВР);

- витягнення ППР із свердловини при багаторазовому або без витягнення - при одноразовому їх використуванні
- Укладка ПР з рулону у пакет або «гармошку» на гільзу ППР здійснюється спеціальною машиною (або вручну) у стаціонарних умовах.



Малюнок 10.2- Схема конструкції ППР: 1 - лійка; 2 - кріплення для ПР; 3 - циліндр (гільза); 4 - гальмівне кільце; 5 - корпус

Для заряджання свердловин як правило застосовують оболонки з ПР діаметром d_c ;

d_c , мм	...	200	216	250	320
d_c , мм	...	180	180	210	270

Таким чином, заряди у оболонках створюють у свердловинах кільцеву (або радіальну) щілину, заповнену повітрям або водою. Наявність такої щілини сприяє зміні механізму дії вибуху та як, правило, з підвищенням КПД. Оптимальне відношення d_c/d_0 до дорівнює 1,22... 1,23.

В залежності від типу ВР, параметрів заряду та ступеню обводненості свердловини визначається довжина оболонки L_0 заряду з умови

$$L_0 \geq K_{BP} h_{BP} + (1 + K_{II} [e]) h_{II} \quad (11.8)$$

де K_{BP} - коефіцієнт запобіжного запасу ПР; $[e]$ - гранична прокольна деформація матеріалу оболонки (ПР) при растягненні; h_{II} - висота незарядженої частини свердловини над стовпчиком заряду ВР, м; h_{BP} - висота стовпчика заряду ВР, м.

$K_{BP} = 1 + K_1 + K_2 + K_3$ - коефіцієнт запасу рукава: K_1, K_2, K_3 - коефіцієнти витрати матеріалу оболонки, відповідно, на складостворення, ізгиб та огинання виступів стіни свердловини у процесі усадки ВР.

Для сухої частини свердловини $K_1 = 0,01..0,05$, для обводненої $K_1 = 0,6..0,65$. При відношенні $d_0/d_c = 0,95$ значення $K_2 = 0,02..0,03$, при $d_0/d_c = 0,6$, він дорівнює $0,12..0,15$. При $d_0 < d_c$ коефіцієнт $K_3 = 0,001..0,002$. Коефіцієнт K_n розраховує запас надійності підтримання зв'язку з площиною стовпчику ВР та залежить від часу знаходження заряду у свердловині. Для сухих свердловин (не більш 7 днів) $K_n = 1..3$, для обводнених, із врахуванням можливого вимивання ВР $K_n = 5..10$.

У залежності від висоти стовпа води у свердловині маса ВР ($M_{ВР}$) одиночного заряду у оболонці може мати різні значення. З урахуванням насичення заряду водою частина ВР переходить у розчин, тоді

(И.9)

де M_m - маса ВР твердої фази, кг; M_o - маса окисника, який перейшов у розчин, кг.

По розрахунковим даним для практичних цілей підходить умова:

$$M_{ВР} = (0,71..0,82)M_{ВР}$$

Як критерій еквівалентності зарядів ВР при їх водонаповненні (з похибкою не більш 15%) можливо приймати $M_{ВР} = \text{const}$. Тоді при розрахунку $M_{ВР}$, як еквівалента достатньо прийняти заряд твердої фази по геометричним розмірам,

$$M_{ВР} = C + M_c \quad (11.10)$$

де C - коефіцієнт, який обчислює підвищення щільності ВР у оболонці,

$$C = 1 + (M_o / M_{ВР}) \quad (11.11)$$

де M_c - маса сухої частини ВР у заряді, кг.

Маса заряду ВР твердої фази

$$M_{ВР} = S_3 l_3 \rho_{ВР} \quad (11.12)$$

де S_3 - площа поперечного перерізу заряду, м²; l_3 - довжина заряду з твердою фазою, м

Маса окисника

$$M_o = K_0 K_v S_3 l_3 \rho_B \quad (11.13)$$

де K_0 - насиченість розчину окисника, долі од.; K_v - відношення об'єму порожнин у заряді к об'єму заряду; ρ_a - щільність води, г/см³.

Знаючи величину C (є таблиця), масу заряду в оболонці для сухих свердловин:

$$M_{ВР} = CM_c (d_0 / d_c)$$

Крайні значення C - C_{min} та C_{max} дорівнюють, відповідно, 1,03 та 1,58.

ВИСНОВКИ:

Застосування даної технології вибухових робіт на гірничодобувних підприємствах забезпечує:

- повну або часткову заміну багато коштовних ВВВ простішими НВВ, у тому числі та ВР місцевого приготування;
- зниження витрат ВР на 10..30% за рахунок зменшення діаметра заряду;
- рівноцінну, а більшості випадків підвищену ступінь дроблення порід за рахунок збільшення КПД вибуху;
- зниження виходу крупних та перемолотих фракцій гірської маси;
- механізацію приготування ВР та заряджання ними свердловин, що практично виключає ручний труд;
- зниження енергоємності гірської маси при відбійці її від масиву порід;
- зменшення негативного впливу вибухів на об'єкти під охороною та оточуючу середу, а саме: сейсмічну дію ударної повітряної хвилі, розлітання кусків породи та пило газових викидів у атмосферу робочої зони.

Лекція 12. ВПЛИВ КОНСТРУКЦІЇ ТА МАТЕРІАЛІВ ЗАБИВКИ НА РЕСУРСОЗБЕРЕЖЕННЯ І ПИЛОГАЗОВІ ВИКИДИ

Матеріал і конструкція забивки свердловинного заряду дозволяє не тільки управляти дією вибуху на кар'єрах, але й впливає на ресурсозбереження та обсяги пилогазових викидів.

По видах матеріалів забивка буває:

- із сипучих матеріалів - пісок, дрібні щебені (фракції 0-10 мм), із включенням до 25% щебенів (фракції 10-20 мм), а також сухі хвости збагачувальних фабрик і піщаноглиниста забивка;
- з матеріалів, що ллються, - це вода, гідрогель й їхня подоба.

По конструкції свердловинних зарядів забивку розрізняють:

- суцільну забивку;
- укорочену забивку (до 2-3 м);
- комбіновану забивку.

Укорочена забивка, як правило, дозволяє знизити в 1,5-2 рази обсяги викидів пилу, але при цьому не завжди забезпечує надійного запирання як продуктів вибуху так і викидів шкідливих газів (CO, CСЬ, NO, NO₂, Si₂ та ін.)

Використання в якості забивки інертного матеріалу до 0,6 м /на скв. і вибухає одночасно 4-6 блоків по 100 скважин у середньому на блоці - це 300 м³ забивки плюс подрібнювання скельних гірських порід у ближній зоні (до 15 м діаметром) вибуху заряду ВР.

Практика показує, що в цих умовах більше ефективною є гідрообеспилування для скорочення виділення й розсіювання шкідливих домішок за допомогою гідрозабивки скважин - зовнішньої, внутрішньої й комбінованої як це наведено на рис. 1.

Гідрозабивка свердловин є ефективним способом але в період низьких температур її застосування ускладнюється. В цих умовах пропонується в якості забивки використовувати сніжно-льодяну забивку. Суть цього метода полягає в тому, що свердловину забувають штучним снігом, плюс 1,0 м інертної забивки. В США для скорочення пиловиділення під час вибуху свердловинних зарядів в якості матеріале забивки використовують куски льоду в межах 6-25 м. Забивку льодом використовують також під час прострілювання глибоких свердловин.

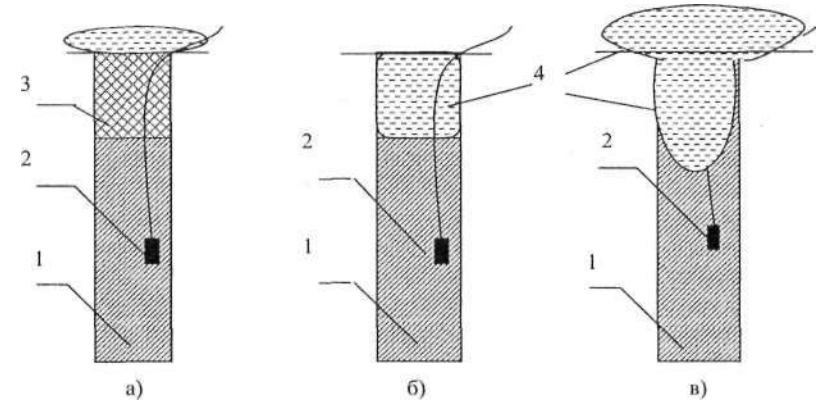


Рисунок 1. Гідрозабивка свердловин: а-зовнішня, б - внутрішня, в - комбінована. 1 - заряд ВР, 2 - проміжний детонатор (2 шашки Т-400Г + 2 ниткиДШЕ-12), 3 - інертна забивка, 4 - водяна забивка.

Зовнішня гідрозабивка являє собою поліетиленовий рукав діаметром близько 1 м і більше, що розміщується по рядах шпар. Довжина рукава диктується станом поверхні зарядженого блоку й контуром вибуху скважин. Наповнення рукава водою здійснюється за допомогою поливної машини, обладнаної гідронасосом.

Внутрішня гідрозабивка - це поліетиленовий рукав з діаметром на 15 мм більше, ніж діаметр скважини й довжиною на всю її неактивну частину, заповнений водою. Товщина поліетиленової плівки не менш 0,2 мм. При великій тріщинуватості варто застосовувати подвійний рукав.

Комбінована гідрозабивка - сполучення перших двох.

Ефективність гідрообеспилування при вибуху заряду масою до 300 кг. за допомогою зовнішньої гідрозабивки - 53% (питома витрата води 1,38 кг/м³ гірської маси), внутрішньої - 84,7% (питома витрата води 0,78 кг/м³), комбінованої - до 89,4% (питома витрата води 1,04 кг/м³ гірської маси). Але при вибуху зарядів ВВ масою 450-620 кг ефективної внутрішньої забивки не перевищує 50% (питома витрата води 0,46 кг/м³ гірської маси).

До недоліків такої технології варто віднести:

- потрібне виготовлення й доставка великих обсягів поліетиленових рукавів діаметром до 1 м з товщиною плівки не менш 0,2 мм; не завжди має місце цілісність рукавів при заповненні їхньою водою.

Тому співробітниками підприємства "Кривбасвибухпром" і Криворізького гірничорудного інституту (нині Криворізький технічний університет) розроблений більше зроблений склад забивки, машина й технологія забивки скважин із застосуванням гідрогелю. Засновником даної технології є професор, к.т.п. А.А. Гурпп. Однак широке промислове впровадження даної технології стало можливим завдяки тісному співробітництву КТУ групою впровадження лабораторії механізації ППП "Кривбасвибухпром". У результаті була розроблена нова система змішування компонентів гідрогелю, дозування розчинів, оптимізовано склад гідрогелю й відпрацьована технологія заливання гідрогелю в скважини.

Гідрогель включає: аміачну селітру - 4%, рідке скло - 8%, синтетичні жирні кислоти - 2%, воду - 86%. Для одержання гідрогелю використовується забивна гідрогелева машина типу ЗМГ.

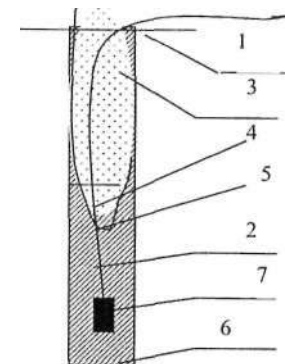
Перші ЗМГ сконструйовані на базі МА3-509 і мають дві ємності по 3,5 м³. Одна з ємностей заповнюється 8%-розчином рідкого скла, інша 4% водяним розчином аміачної селітри. Для попередження замерзання й прискорення готування розчину підігріваються вихлопними газами. Продуктивність ЗМГ - 108 м³/година. Обслуговує машину одна людина - водій з кабіни.

Ефективність пілопригнечення гідрогелевої забивки залежить, в основному, від витрати гідрогелю. Наприклад, для залізорудних кар'єрів при витраті гідрогелю 0,1-0,15 кг/м³ висаджені гірські маси зниження змісту пилу в пілогазовій хмарі становить 35-50%, а при 0,6-0,7кг/м³ зниження становить 70-75%, т.е. при висоті стовпа забивки гідрогелю в скважині 2-4 м зниження пілогазової хмари становить 35-50%, а при висоті стовпа гідрогелю в 5-6 м зниження пілогазової хмари досягає 70-75%.

Застосування даної технології дозволило скоротити час зниження шкідливих концентрацій по газах до ПДК із однієї години до 0,5 години й прискорити початок ремонтно-відбудовчих робіт у нормально санітарно-гігієнічних умовах.

Вартість гідрогелю залежно від складу становить 50-100 грн/т. Боковий вівтар міцності на стиск 5000-30000 Па. При впливі позитивної температури (T=1-100°C) структура гелю не руйнується; при негативних - гідрогель замерзає. Найкращий ефект пілопригнечення - при заповненні гідрогелем гирлової частини скважини й тріщин навколо скважини.

Одним з ефективних способів зниження пілогазових викидів в атмосферу кар'єру є використання комбінованої забивки, що включає спеціальні конструкції. Відомо, що основне призначення забивки - утримання продуктів детонації (ПД) у свердловині й збільшення корисної роботи вибуху на дроблення гірських порід. Це забезпечує більше тривалий імпульс вибуху на дроблення гірських порід з меншим стрибком тиску, що є основним чинником підвищення ступеня корисного використання енергії вибуху в процесі руйнування гірських порід.



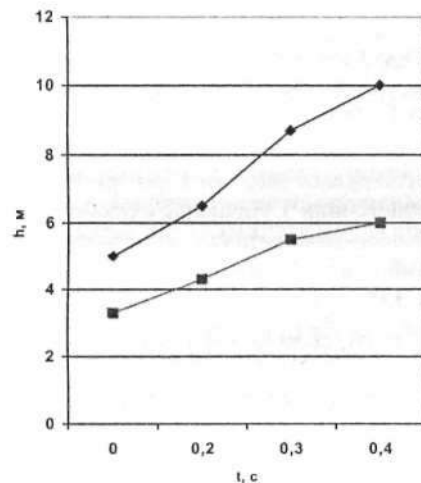
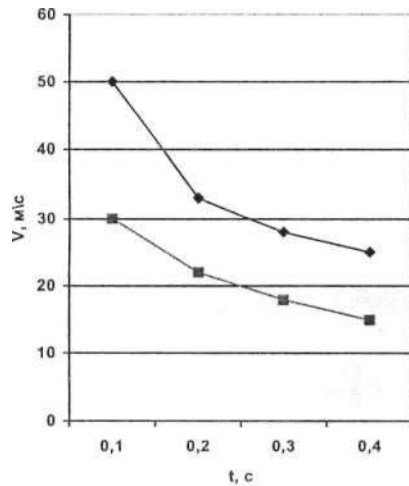
Малюнок 2. Конструкція скважинного заряду ВВ із ПКЕВ (пристрій керування енергією вибуху) у забивку із силучого матеріалу. 1 - скважина; 2 - ДНІ; 3 - забивки; 4 - елемент з вапном; 5 - пластикова капсула; 6 - ВР; 7 - бойовик

Ефективність дії комбінованої забивки з використанням ПКЗВ була перевірена при вибухах одиночних і групових скважених зарядів ВВ на кар'єрах Докучаєвського флюсо-доломитового комбінату (ДФДК).

Авторами нової комбінованої забивки є доктори технічних наук Воробійов В.Д. й Єфремов З.И.

Масові вибухи скважених зарядів були виконані на експериментальних блоках кар'єрів ДФДК: східному тор+63м (зкр №55) 25.12.2002 р. і центральному тор+100м (зкр № 46) 17.07.2003 р. Процес вибуху реєструвався відеокамерою.

Оболонкой елемента з вапном є поліетиленовий рукав. Взаємодія вапна з бойовиком, що розташовується у верхній частині заряду сприяє їх частковій адсорбції та зменшенню загального обсягу викиду газів із свердловин.

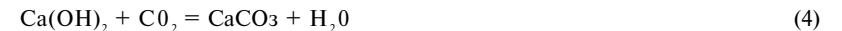
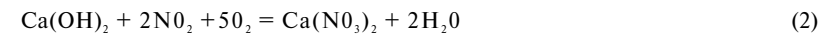
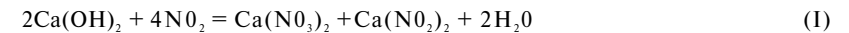


Малюнок 3. Залежності зміни $V(a)$ і $h(b)$ від t : 1 - по контрольному блоці (звичайна забивка); 2- по експериментальному блоці (забивка з ПКЕВ); V - зміна швидкості вильоту; h - висота підйому; t - час вильоту

З малюнка 3 видно, що у всіх випадках є забивка з ПКЕВ. Величина V для забивки з ПКЕВ менше в середньому в 1,8 рази (у порівнянні зі звичайної забивки), а величина h - в 1,6 рази.

Порівняльна оцінка обсягів пилогазової хмари над експериментальним і контрольним блоками порід залежно від вибору моменту його остаточного формування показує, що величина цієї хмари над експериментальним блоком також менше в 2,7 - 3,8 рази.

Наявність гашеної перевелися $\text{Ca}(\text{OH})_2$ у якості ПКЕВ сприяє нейтралізації газоподібних продуктів вибуху в процесі детонації ВВ, утримуючу аміачну селітру (акватол ГЛТ 20, граммонит 79/21, і гданит й др.). З'єднання $\text{Ca}(\text{OH})_2$ ставиться до сильних підстав й енергійно взаємодіє з кислотними оксидами NO_2 , CO , CO_2 по наступних реакціях:



Аналіз матеріального балансу рівнянь (1-4) показує, що 1кг перевелися при нормальних умовах поглинає 605,4л NO_2 або CO або 302,7 л CO_2 . При позитивному кисневому балансі ВР у продуктах вибуху втримуються переважно NO_2 і CO_2 . Тоді при оцінці термодинамічної ймовірності протікання реакції (2) критерієм спрямованості є спорідненість або зміна вільної енергії Гіббса обумовлене зі співвідношення:

$$\Delta G_T = \Delta H_T - T\Delta S_T$$

де A/i - тепловий ефект реакції при відповідній температурі; ΔS_T - зміна ентропії в ході процесу.

При нормальних умовах ($T= 298 \text{ K}$, $P=1,013 \text{ Па}$) зміна вільної енергії для реакцій (1) і (2) склало 250 - 270 кДж, а для реакції (4) $\Delta G_T = -65 \text{ кДж/моль}$. Тому термодинамічна ймовірність протікання реакцій (1) і (2) вище, ніж реакції (4).

Виходячи з даної умови, одержуємо, що 10 кг гашеного вапна здатні нейтралізувати 6 000 л. NO_2 .

ВИСНОВКИ:

1. Укорочена забивка дозволяє не тільки зменшити викиди шкідливих газів, а й суттєво впливати на ресурсозбереження матеріалів.
2. Скорочення матеріалів забивки можливо ще з використанням вибухової забивки, тобто за допомогою шеста спускають у свердловину мішки, а зверху формують по 10-16 кг ВР.

Лекція 13. ЕНЕРГОЄМНІСТЬ ЕКСКАВАТОРНИХ РОБІТ

Екскаваторні роботи в кар'єрах є найбільш енергоємними із усіх технологічних операцій відкритих гірничих робіт. Частка споживання електроенергії в кар'єрах з автомобільним транспортом досягає до 80%, а з електровозним - до 40 % загальних витрат енергії.

Максимальне споживання потужності відбувається при черпанні гірської маси й повороті з навантаженим ковшем і пропорційні місткості ковша. Споживання потужності залежить і від кваліфікації машиніста. При жорстких режимах копання на підвищених силових режимах споживання потужності збільшується. Однак повні витрати енергії на цикл, що співвідноситься з об'ємом навантаженої гірської маси, характеризують фізико-технічні параметри вибою. У порівнянні з іншими характеристиками стану вибою, такими як шматкуватість гірської маси, коефіцієнт її розпушування, щільність порід, питомий опір копанню, показник питомої енергоємності екскавації має цілий ряд переваг. Він є інтегральним критерієм, що відображає увесь комплекс властивостей вибою, що впливає на енергетичні, силові та тимчасові параметри процесу екскавації. Крім того, цей показник за допомогою нескладних пристроїв допускає постійний і оперативний контроль.

Суттєвий вплив на технічну продуктивність екскаватора чинить якість подрібнення гірської маси. Якість подрібнення відбивається і на енергоємності процесу навантаження. При зміні середнього розміру шматка від 200 до 400 мм питома енергоємність навантаження зростає від 0,2- 0,25 до 0,5- 0,6 кВт. год/м³. Ці дані отримані в порівнювальних умовах при величині коефіцієнта розпушування гірської маси 1,2- 1,3.

Таблиця 13.1.

Пропоновані енергія заряду ВР

Питома енергоємність буріння породи ϵ , кВт. год/м.	Питома енергоємність вибухового подрібнення.	Питомі витрати енергії на подрібнення і переміщення	Енергія заряду.	Оптимальна питома енергія, ВРг.
0,5	0,5	1,1	840	1,7
1,0	1,0	1,7	1260	2,5
1,5	1,5	2,1	1580	3,4
2,0	2,0	2,6	1980	4,0
2,5	2,5	3,1	2350	4,6
3,0	3,0	3,6	2730	5,5
3,5	3,5	4,2	3150	6,3
4,0	4,0	4,6	3470	7,0
4,5	4,5	5,2	3950	8,0
5,0	5,0	5,7	4200	8,5

Значний вплив на продуктивність і енергоємність екскавації чинить і коефіцієнт розпушування K_p , який відображає ряд параметрів фізичного стану середовища: якість подрібнення, ступінь переміщення масиву, зв'язність порід, обвалювання, стійкість, екскавованість.

Просторова змінність коефіцієнта розпушування в поєднанні з непостійністю якості подрібнення порід у різних точках розвалу чинить суттєвий вплив на енергоємність процесу розробки вибою і продуктивність екскаватора. Залежно від поєднання абсолютних значень d_{sep} і K_p та інших факторів питомі енерговитрати на розробку і навантаження 1 м³ породи можуть відрізнятися до 10 разів.

На сучасному рівні розвитку техніки й технології оцінку бурінню, підриванню та екскавованості порід доцільно робити виходячи з принципу їх нерозривного зв'язку, через енергетичні показники.

До практичного використання рекомендується енергетична шкала екскавованості порід (табл. 13.3), її практичне використання потребує оснащення кожного екскаватора засобами вимірювання витрат енергії при обов'язковому обліку кількості відвантаженої гірської маси. З точки зору контролю за процесом екскавації у системі автоматизованого керування кар'єром прогресивним можна вважати такий пристрій, який при навантаженні видає інформацію про питомі енерговитрати в розмірності кВт год/м або кВт год/т. Це потребує оснащення екскаваторів датчиками зважування гірської маси в ковші, що технічно можливо.

Енергетична шкала охоплює значний діапазон умов навантаження, тому що значення питомої енергоємності навантаження практично не залежить від марки екскаватора. Однак область її використання обмежена підірваною гірською масою й екскаваторами типу механічної лопати.

У екскаваторів типу механічної лопати близько 30% всієї споживаної потужності витрачається на корисну роботу копання і переміщення гірської маси і 70% - на так званий холостий хід. Таке співвідношення пояснюється великою масою поворотної платформи екскаватора і великими витратами енергії на переборювання її моменту інерції при поворотах на розвантаження і у вибій.

Таблиця 13.2.

Рекомендовані ВР

Енергоємність руйнування породи, кВт. год/м.	Повна ідеальна робота вибуху $A I$, МДж/кг.	Щільність заряджання PJ , кг/дм ³ .	Об'ємна енергія A_v , $P >$, МДж/дм ³ .	Швидкість детонації w , км/с.	Рекомендовані ВР і вибухові суміші	Вартість 1 МДж, грн
1	3,1	0,8	2,5	2,2-2,5	Ігданіт	0,024
1-1,5	3,1	1,0	3,1	2,5-3	Ігданіт	0,04
1,5-2	3,3	1,0	3,4	3-3,5	Грамопіт 79/21	0,05
2-2,5	3,5	1,1	4,0	3,5-5	Грануліт АС-8 Іфзаніт Т	0,06
2,5-3	3,8	1,2	4,6	4-4,5	Карбатол ГЛ-10В	0,075
3-3,5	4,0	1,25	5,0	4-5	Карбатол ГЛ-10В	0,095
3,5-4	4,2	1,4	6,0	4-5		
4-4,5	4,4	1,5	6,8	4,5-5,5	Карбатол ГЛ-10В	
4,5-5	4,6	1,6	7,5	4,5-6		0,07

Якісний вибух при раціональних співвідношеннях кускуватості та розпушення гірської маси може сприяти зниженню питомих енерговитрат при навантаженні в 2-3 рази. Відомо, що при даних параметрах сітки свердловини існує поріг енергоємності якісного подрібнення порід, при досягненні якого енергія заряду в більшій мірі витрачається на вихід, ніж на подрібнення. Питома енергоємність екскаваторів має виражений екстремум, який свідчить про наявність оптимальних значень якості подрібнення порід і ступеня їх розпушування. Тому в першому наближенні можна вважати, що мінімальний рівень енерговитрат при екскавації є критерієм оптимізації буро-підривних робіт.

Драглайнами розробляють переважно пухкі та м'які породи, тому витрати енергії на черпання 1 м³ значно нижчі, ніж при розробці скельних порід механічними лопатами. Однак корисні витрати енергії на 1 м³ для драглайнів вищі у зв'язку з більш значною відстанню переміщення гірської маси. Питома енергоємність екскаваторів і переміщення 1 м породи драглайном ЕШ-14/75 знаходиться на рівні 1,15-1,75 кВт. год, що майже в 2-3 рази вище від середньої енергоємності навантаження механічними лопатами. Потужність, що витрачається на корисну роботу в драглайнах, доходить до 42% потужності, що споживається.

Таблиця 13.3.

Класифікація порід за питомою енергоємністю навантаження

Категорії екскаваторності порід	Питома енергоємність навантаження 1 м ³ гірської маси кВт. год/м	Продуктивність екскаватора (чистий час навантаження), м ³ /год.		
		ЕКГ-4,6	ЕКГ-8І	ЕКГ-12,5
1	0,2 - 0,3	500	800	1100
2	0,3 - 0,4	400 - 500	700 - 800	1000-
3	0,4 - 0,55	400-450	600 - 700	1100
4	0,55-0,7	350-400	500-600	900-1000
5	0,7-0,9	300-350	450-500	800 - 900
6	0,9-1,15	250-300	400 - 450	700 - 800
7	1,15-1,5	200-250	350-400	600 - 700
8	1,5	200	350	500 - 600
				500

ВИСНОВОК:

- Таким чином, при зміні середнього розміру шматка від 200 до 400 мм питома енергоємність навантаження зростає від 0,2 - 0,25 до 0,5 - 0,6 кВт. год/м³. Ці дані отримані в порівнювальних умовах при величині коефіцієнта розпушування гірської маси 1,2 - 1,3.
- Суттєво зменшити споживання енергії екскаватора типу механічна лопата можливо за рахунок:
 - скорочення кута повороту екскаватора від його копання до розвантаження в транспортний засіб до 30°
 - усунення до мінімуму простою екскаватора через відсутність транспортних засобів у вибої для його навантаження.

Лекція 14. РЕСУРСОЗБЕРЕЖЕННЯ ПРИ ТРАНСПОРТУВАННІ ГІРСЬКОЇ МАСИ

Транспортування гірської маси є найбільш трудомістким процесом відкритих гірських робіт, на частку якого приходиться по 50% загальної собівартості видобутку.

У технологічному процесі транспортування вантажів на будь-якому промисловому підприємстві в загальному випадку існують три функціональних процеси:

- завантаження транспортної машини вантажем;
- переміщення власне транспортування;
- розвантаження машини в кінцевому пункті транспортної траси.

Машини, що механізують процеси завантаження, транспортування і розвантаження, взаємозалежні між собою певним чином, і складають структуру засобів механізації транспорту.

Машини, призначені для транспортування на гірських підприємствах корисних копалин, породи до місць їхньої переробки чи складування (основні вантажі), вибухових речовин, пально-мастильних матеріалів, устаткування, запасних частин і ін. (допоміжні вантажі) називають гірничо-транспортними машинами.

За принципом дії вони можуть бути безупинної і періодичної дії.

До транспортних машин безупинної дії відносять головним чином конвеєри всіх типів, а також гідро- та пневмотранспортні установки. Локомотиви зі складом вагонів, самохідні вагони, автосамоскиди, моно-рельсові і канатні дороги й інші машини, що транспортують вантаж окремими порціями і вимагають для завантаження і розвантаження зупинки чи зниження швидкості руху, називають машинами періодичного (циклічної) дії.

По способу переміщення вантажу розрізняють найпростіші транспортуючі пристрої, засновані на використанні сил гравітації (похилі жолоби, спіральні вугле- і рудоспуски), а також машини й установки, що переміщують вантаж:

- по ґрунті чи жолобом примусовим волочінням (скрепери, скребкові конвеєри);
- на хитаючих чи вібруючих жолобах силами інерції;
- по трубах у повітряному середовищі (гідро- і пневмотранспортні установки).

Устаткування і механізми, що забезпечують роботу різних транспортних машин: бункер, живильники, затвори, штовхальники, вагоно-перекидачі відносять до допоміжних транспортних пристроїв і машин.

Особливість відкритих гірських робіт полягає в перевезенні вантажів з подоланням значних підйомів і спусків. Тому при порівняльному аналізі різних видів транспорту в різних умовах експлуатації доцільно використовувати показники висоти підйому 1 т вантажу і величини витраченої при цьому енергії. Мірою ефективності транспорту треба вважати величину питомих витрат енергії на підйом (спуск) 1 т вантажу.

При роботі кар'єрного транспорту використовують лише два види енергії (теплову дизельного пального й електричну), питомі енерговитрати можна приводити до загального показника з розмірністю Мдж/т г. Для піднімання 1 т вантажу на висоту 1 м теоретично необхідна величина витрат енергії складає 9.8 КДж, чи майже 0,01 МДж. Ця фізична величина є мінімально необхідною і її можна використовувати як міру для порівняння з фактичними енерговитратам у різних видах транспорту. При цьому відношення теоретично необхідних затрат енергії до їхнього фактичного значення для даного виду транспорту можна розглядати як коефіцієнт корисного використання енергії і використовувати цей показник для порівняльної оцінки енергетичної ефективності різних видів транспорту гірської маси в кар'єрах.

На долю автотранспорту в загальному обсязі перевезень гірської маси приходиться більше 50%. Зі збільшенням парку і вантажопідйомності самоскидів цей показник буде зростати. У перспективі передбачається збільшення нахилу автомобільних внутрішньокар'єрних автодоріг до 120 — 150% і створення автосамоскидів з підвищеною питомою потужністю.

При цьому зростуть витрати на транспортування, який коливається від 8 до 15 кол. ткм. У загальній собівартості 1 ткм перевезення гірської маси витрати на паливо складають від 10 до 18%. Витрати палива залежать від об'єднання таких факторів, як висота підйому вантажу, відстань транспортування, технічний стан автосамоскида, якість дорожнього покриття і т.п.

Показники питомих витрат палива (енергії) відображають економічну сторону процесу транспортування, його технологічний і організаційний рівні. Вони можуть мати дві розмірності: г/тм (МДж/тм) і г/т (МДж/т). Перший показник придатний для аналізу енерговитрат у залежності від збільшення глибини відкритих гірських робіт. Другий являє собою характеристику енергоемності транспортування гірської маси з кар'єру і може використовуватися як узагальнений показник ефективності. Витрати енергії також залежать від протяжності доріг, їхнього стану й умов експлуатації автопарку. Тому мірою ефективності будь-яких заходів, кінцевою метою є удосконалення траси доріг, їхнє покриття, поліпшення обслуговування і ремонту автосамоскидів.

Витрати енергії на підйом 1 т гірської маси (кДж/тм) з кар'єру на висоту 1 м можна порахувати, за формулою (1):

$$C_{\text{вт}} = \frac{g_n \cdot Q_{\text{дн}}}{H_{\text{п}}}$$

де g_n — питомі витрати палива, г/ткм;

$Q_{\text{дн}}$ — теплота згорання 1 кг дизельного пального, кДж/м;

$H_{\text{п}}$ — висота підйому вантажу на 1 км кар'єрної автодороги, м.

Якщо прийняти середні значення $g_n = 125$ г/ткм, $Q_{\text{дн}} = 42$ кДж/м і величину керуючого підйому у вантажному напрямку 80% (НП-80 м), то середні фактичні питомі енерговитрати визначаються в 66 кДж/тм чи майже 0.07 МДж/тм. Порівняння цієї величини з теоретично необхідними енерговитратами показує, що при автотранспорті вони в 7 разів вищі. Звідси можна зробити висновок про те, що коефіцієнт корисного використання теплової енергії дизельного палива в автотранспорті складає близько 14%.

Проводяться роботи щодо переведення автотранспорту на електричну тягу шляхом упровадження дизель-тролейвозів. Загальна економія палива з упровадженням дизель-тролейвозів може досягти 30%. При експлуатації дизель-тролейвозів у тролейному режимі можна збільшити робочу швидкість при подйомі з вантажем на 25% і знизити викид газу в атмосферу кар'єру. У Канаді дизель-електричні самоскиди великої вантажопідйомності при експлуатації протягом декількох років дозволили заощадити дизельного палива 87%, а пробіг машин збільшити на 20%.

Залізничний транспорт на ряді кар'єрів залишиться основним видом транспорту. При електровозному транспорті па його частку приходиться близько 50% загальних витрат електроенергії по кар'єрі.

У залежності від параметрів і етапу шляхів фактичні значення повних витрат енергії на вітчизняних кар'єрах складають 0,11-0,45 квт ч/ткм. Максимальне значення відповідає середньому нахилу шляхових колій 25%. Величина нахилу може бути збільшена на 35-40% при використанні могутніх тягових агрегатів. При найбільш ймовірному значенні питомих енерговитрат на електровозне відкочування $e_{\text{ст}} = 0,4$ квт ч/ткм і середньому ухилі 25% величина енергоемності 1 т вантажу на 1 м складе 0.058 МДж/тм і показник використання енергії- 18%. Треба мати на увазі, що вартість 1 МДж електричної енергії в даний момент у 2-3 рази вища від вартості одиниці теплової енергії дизельного палива. Крім того, електровозна тяга має потребу у великих інвестиційних витратах і великих витратах металу. Тому найбільший розвиток одержить дизель-тролейвозний транспорт.

На відкритих гірських роботах найбільш перспективним вважається конвеєрний вид транспорту. На відміну від автомобільного і залізничного транспорту величина повних питомих енерговитрат при використанні конвеєрних ліній знаходиться в залежності від коефіцієнта інтенсивності його роботи (k_i), що являє собою відношення фактичної продуктивності конвеєра до його номінальної продуктивності. При недовантаженні ліній питомі енерговитрати на 1 т км гірської породи, що транспортується, можуть різко зростати за рахунок збільшення частки енерговитрат холостого ходу.

Можливі три варіанти роботи конвеєра

1. при горизонтальному транспортуванні вантажу;
2. на підйом;
3. на спуск.

Для першого випадку питомі витрати електроенергії (квт ч/ткм) рекомендують розраховувати по формулі(2), а при роботі на підйом чи спуск - по формулі (3):

$$e_{\text{вт}} = \frac{0,3}{k_i} + 0,224$$

$$e_{\text{вт}} = \frac{0,3 \cos \alpha}{k_i} + 0,224 \cos \alpha \approx 4,13 \sin \alpha \quad (3)$$

де k_i - коефіцієнт інтенсивності роботи конвеєра;

α - кут нахилу конвеєра.

Рішення рівняння (3) при значеннях $k_i = 0,8$ і кута підйому вантажу $\alpha = 16^\circ$ дає величину питомої витрати енергії стрічковим конвеєром $0 = 4,7$ квт ч/ткм. Якщо врахувати, що при $\alpha = 16^\circ$ висота підйому на 1 км довжини конвеєра складає 270 т, то питомі витрати енергії на підйом 1 т гірської маси складає $e_{\text{вт}} = 0,063$ квт ч/ткм чи 0,022 МДж/тм.

Порівняємо три транспортних системи:

електровозний транспорт $i_{\text{сп}} = 25\%$, $e_{\text{ст}} = 0,058$ МДж/тм, =18%;

автомобільний транспорт $i_{\text{сп}} = 80\%$, $e_{\text{ст}} = 0,07$ МДж/тм, =14%;

конвеєрний транспорт $i_{\text{сп}} = 16\%$, $e_{\text{ст}} = 0,022$ МДж/тм, =50%.

Енергетичні переваги конвеєрного транспорту очевидні.

ВИСНОВКИ:

1. Транспортування гірської маси є найбільш трудомістким процесом відкритих гірських робіт, на частку якого приходиться до 50 % загальної собівартості видобутку 1 т.
2. Проводяться роботи щодо переведення автотранспорту на електричну тягу шляхом упровадження дизель - тролейвозів. Загальна економія палива з упровадженням дизель - тролейвозів може досягти 30%.
3. Енергетичні переваги конвеєрного транспорту очевидні, тому що = 50%. У той час як для електровозного транспорту = 18%, а для автомобільного— = 14%.

Лекція 15. ЗНИЖЕННЯ ЕНЕРГОЄМНОСТІ ПОДРІБНЕННЯ ГІРНИЧИХ ПОРІД ПРИ ЦПТ І ДРОБАРНО-КОНВЕЄР- НИМИ КОМПЛЕКСАМИ

Подрібнення гірничих порід відбувається в стаціонарних дробілках. Змінним фактором процесу подрібнення є гранулометричний склад гірничої маси, її міцність і кількість, яка поступає в процес.

Процес подрібнення порід в стаціонарних дробілках досліджений достатньо детально. В практиці використовують конусні і щекові дробарки. Питомі витрати енергії конусними дробарками менші, ніж щековими. Це пояснюється безперервністю процесу подрібнення та роботою їх під завалом, що підвищує їх продуктивність.

Міцність порід суттєво впливає на величину питомого енергоспоживання. Однак має немаловажне значення і гранулометричний склад початкового продукту. При надходженні породи в дробарку середній діаметр кусків якої наближається до ширини розвантаженої щілини дробарки, то міцність та степінь завантаження втрачають своє значення. В цьому випадку енергетичні характеристики наближаються до умов холостого ходу. Так на ГОКах Кривбасу середній діаметр кусків руди, які надходять в дробарку, знаходиться в інтервалі 200-240 мм. Середній діаметр відповідає 80% об'єму гірничої маси, який проходить через грохит з коміркою даного розміру. Відповідно, при відсутності попереднього грохоту значна частина руди проходить через дробарку без подрібнення. Тому при високій ступені завантаження і міцності руди питомий витрати енергії на цій стадії подрібнення порівняно низькі.

Порівняно низькі питомі енерговитрати на механічне подрібнення не виключають необхідності їх зниження. Актуальність цієї задачі зростає зі збільшенням об'ємів переробляючої гірничої маси.

Питому енергоемність подрібнення залізної руди конусними дробарками ККД-1500/180 можна визначити за наступними формулами:

- в залежності від коефіцієнта міцності руди (f)

$$E_{др} = 0,015 f, \text{ кВт.ч/т} \quad (15.1)$$

(коефіцієнт кореляції 0,682; критерій Фішера 1,72);

— в залежності від середнього діаметра куска, який поступає в дробарку матеріалу (d_{cp} , м)

$$E_{др} = 0,622 d_{cp}^2 + 0,073, \text{ кВт.ч/т} \quad (15.2)$$

(кореляційне відношення 0,82; критерій Фішера 3,46);

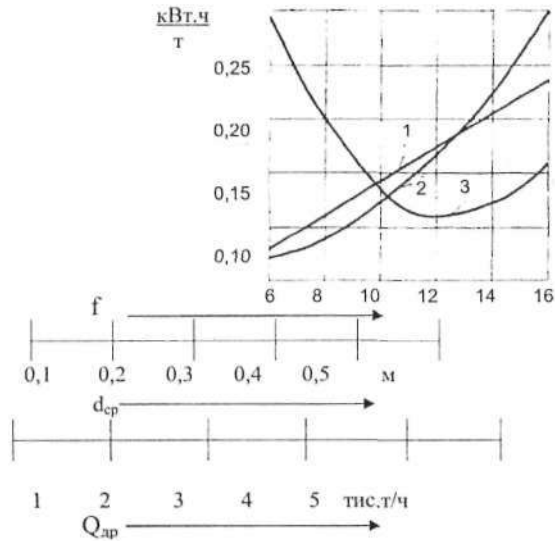
- в залежності від степені завантаження дробарки (Q , тис.т/год)

$$E_{др} = 0,017 Q_{др}^2 - 0,148 Q_{др} + 0,433, \text{ кВт.ч/т} \quad (15.3)$$

(кореляційне відношення 0,91; критерій Фішера 4,12).

На мал. 15.1 представлені ці залежності в графічній формі. З малюнка видно, що вплив f на $E_{др}$ прямолінійний і значний: $E_{др} = f(d_{cp})$ при малих значеннях середнього діаметра куска повільно збільшується, а при великих значеннях d_{cp} (0,4-0,6) питома енергоемність подрібнення різко зростає. Залежність $E_{др} = f(Q)$ має явно виражений мінімум, який знаходиться поблизу теоретичної продуктивності дробарки. Ліва гілка кривої 3 свідчить, про недовантаження дробарки і збільшення долі енергії на холостий хід. Права гілка кривої 3 вказує на режим роботи дробарки з перевантаженням робочого простору і підпресовку матеріалу, при цьому відбувається перенапруження в вузлах агрегату і зростання споживаної потужності. Як показала практика, дробарка великого подрібнення добре працює при виході фракції +400 мм в діапазоні від 30 до 10%, що відповідає діаметру середнього куска від 350 до 200 мм. Ефект усувається при наявності глинистих і сланцевих включень.

Сучасні потужні конусні дробарки володіють великою масою привідних вузлів, що визначає високі значення потужності, яка витрачається на холостий хід. Так для дробарки ККД-1500/180 потужність холостого ходу складає біля 48 кВт чи 12% встановленої потужності! приводного двигуна. Цей ефект підтверджує висновок про необхідність підвищення завантаження конусних дробарок.



Малюнок 15.1.- Зміна питомої енергоємності подрібнення в залежності від: 1 - коефіцієнта міцності руди; 2 - середнього діаметру куска матеріалу який поступає; 3 - ступень завантаження дробарки

Отримані нами залежності 1-3, на відміну від відомих, для їх використання не потрібно важкодоступної інформації вони включають керовані аргументи (d_{cp} , і C_p) якими можна мінімізувати не тільки питомі енерговитрати на подрібнення але і в цілому на енергоємність технології гірничих робіт.

Фізичні питомі енерговитрати конусними дробарками порівняно низькі і для ГОКів Кривбасу складають 0,08-0,18 кВт/год/т.

Основною ланкою ЦПТ є дробарно-конвеєрний комплекс (ДКК). Витрати електроенергії дробарно-конвеєрним комплексом на ГЗКах Кривбасу складає приблизно половину енергоспоживання на кар'єрах. Таке положення обумовлює необхідність пошуку шляхів зниження питомих витрат електроенергії цими комплексами.

Суттєвою причиною збільшення питомих витрат електроенергії ДКК є неузгодження режимів його роботи циклічної частини ЦПТ, тобто з режимом роботи автотранспорту.

Аналіз фактичного завантаження обладнання на протяжці зміни показав, що він залежить від режиму роботи автосамоскиди. Статистична обробка зміни годинної продуктивності (в % від середньогодинної дії екскаваторно-автомобільно-конвеєрних комплексів на протяжці робочої зміни автосамоскиду відбувається слідуочим чином:

Така ситуація пояснюється наступними причинами. В першу годину робочої зміни (з 7 до 8, з 15 до 16 та з 23 до 24 год.) відбувається огляд автосамоскиду, заправка його паливом. Тому, автосамоскиди починають працювати лише в кінці першої години. Максимальна годинна продуктивність досягається в третій годині роботи. До цього часу водій ще не втопився, а машина відрегульована та знаходиться в порівнянно доброму стані. В п'ятій годині зміни спостерігається різке зниження продуктивності, пов'язане з споживанням їжі. Потім продуктивність підвищується, але в кінці робочої зміни вона знову знижується, так як відіграє роль втоми водія та погіршення технічного стану автосамоскиду.

Уникнути різких перепадів енергетичної навантаження в цілому по екскаваторно-конвеєрним комплексам можна за рахунок розділення екскаваторів і автосамоскидів на окремі групи і робочі зміни цих груп зсувати по часу так, щоб сума квадратів відхилення годинної продуктивності від середньої (100%) була мінімальною, тобто.

$$\sum_{i=1}^n \sum_{t=1}^s (Q_{it} - 100)^2 \rightarrow \min \quad (15.4)$$

де Q_{it} - продуктивність i -тої групи екскаваторно-автомобільного комплексу в t -ий час робочої зміни.

Очевидно, що якщо виділити вісім груп екскаваторно-конвеєрних комплексів і на кожному восьмигодинному відрізку часу їх початок роботи зсувати на одну годину, то їх сумарна годинна продуктивність в кожен годину зміни буде рівна середній годинній продуктивності, тобто 100% будуть повністю виключені пікові енергетичні навантаження по цій причині.

Слід відмітити, що в даному випадку не враховуються установки ДДК. Очевидно, що тоді практично в 8 разів збільшуються затрати на доставку робочих екскаваторно-автомобільних комплексів (ЕАК) і режимів їх роботи.

В таблиці 15.1 наведені максимальні відхилення інтенсивності вантажопотоку, що поступає на ДДК.

Таблиця 15.1

Максимальні перепади годинної продуктивності (%) екскаваторно-автомобільних комплексів нрп різних режимах роботи

Кількість груп комплексів	Величина зсуву зміни, год			
	1	2	3	4
2	-57	-35	-31	-46
	46	35	39	35
3	-43	-25	-17	
	29	21	21	
4	-21	-6		
	28	6		

З таблиці 15.1 можна виявити, що рівномірне навантаження ДКК відповідає: для двох груп екскаваторно-автомобільних комплексів - при зсуві початку зміни на дві години; для трьох груп комплексу - при зсуві на три години; для чотирьох груп комплексу - при зсуві зміни на дві години.

Простежуються наступні закономірності: чим більше число груп екскаваторно-автомобільних комплексів, тим рівномірніше навантаження ДКК протягом зміни при будь-якому здвику зміни: чотири групи екскаваторно-автомобільних комплексів при 2-х годинному здвику початку зміни забезпечують практично рівномірне завантаження дробарно - конвеєрного комплексу протягом зміни.

Зниження питомих витрат електроенергії за рахунок вирівнювання інтенсивності вантажопотоку на ДКК ковзаючи ми графіками роботи екскаваторно-автомобільних комплексів в порівнянні з базовим режимом, кВт/т км:

$$(15.5)$$

де $E_{н(о)}$ та $E_{кт(с)}$ питома енергоемність транспортування конвеєрним транспортом в /-годину робочої зміни при базовому режимі роботи та ковзаючому графіку роботи екскаваторно-автомобільних комплексів, кВт год/т км.

При куті нахилу конвеєра 16° для кар'єрів Крив басу питома енергоемність транспортування конвеєрним підйомником визначається за формулою, кВт/т км:

$$E_n = \frac{0,396}{K_{ин}} + 1,215 \quad (15.6)$$

Енергоемність транспортування горизонтальним конвеєром визначається за формулою, кВт/км:

$$E_n = \frac{0,412}{K_{ин}} + 0,115 \quad (15.7)$$

а дробарки КНД-1500/1К за формулою, кВт/т км:

$$E_{дт} = 0,659 K_{ин}^2 - 1,342 K_{ин} + 0,783 \quad (15.8)$$

де $K_{ин}$ -коефіцієнт інтенсивності роботи обладнання.

Із результатів розрахунків питомої витрати електроенергії основними елементами дробарно - конвеєрного комплексу для характерних режимів роботи на нього екскаваторно-автомобільних комплексів (ЕАК) та їх порівняльної оцінки можна заключити наступне:

- 1) з ускладненням ЕАК відбувається зменшення питомих витрат електроенергії по всіх елементах ДКК від (%) 34,29 до 54,33 - для дробарки; від 16,82 до 19,12 - для підвішування; від 39,73 до 41,94 - для горизонтального підйому;
- 2) зниження питомих витрат електроенергії в абсолютних величинах для підйомника та горизонтального конвеєра при однакових режимах роботи ЕАК практично однакові, а у відносних величинах (%) в горизонтальних конвеєрах більше чим в два рази вище;
- 3) по мірі збільшення числа ЕАК сповільнюється інтенсивність зниження енергоемності.

Можна заключити, що більш рівномірне навантаження ДКК забезпечується: для двох груп екскаваторно-автомобільних комплексів — при зсуві початку змін на дві години; для трьох груп ЕАК - при зсуві змін на три години; для чотирьох груп ЕАК - при зсуві змін на дві години.

Простежуються наступні закономірності: чим більше число груп екскаваторно-автомобільних комплексів, тим рівномірніше навантаження ДКК протягом зміни при будь-якому здвику зміни: чотири групи екскаваторно-автомобільних комплексів при 2-х годинному здвику початку зміни забезпечують практично рівномірне завантаження дробарно - конвеєрного комплексу протягом зміни.

Зниження питомих витрат електроенергії за рахунок вирівнювання режиму надходження вантажопотоку на ДКК (в порівнянні з нормальним навантаженням), кВт/т км:

$$(15.9)$$

де $E_{к(б)}$ та $E_{к(с)}$ питома енерговитрата транспортування конвеєрним транспортом в /-годину робочої зміни при прийнятому режимі роботи екскаваторно-автомобільного комплексу, кВт год/т.

При куті нахилу конвеєра 16" для кар'єрів Крив басу питома енерговитрата транспортування конвеєрним підйомником визначається за формулою, кВт/т км:

$$E_n = \frac{0,396}{K_{mm}} + 1,215 \quad (15.10)$$

Кінцеве рішення на користь того чи іншого більш плавного режиму (ковзаючого графіка роботи екскаваторно-автомобільних комплексів) приймаються, якщо ціна зекономленої електроенергії протягом доби (грн.) буде більша чи рівна ціні доповнюючих затрат на доставку робочих на робочі місця за той же час, тобто якщо:

$$(\Delta E_c + \Delta E_n L_n + \Delta L) Q_{\text{іс}} Z_s \geq (3\delta b - 3\delta c) \quad (15.11)$$

де L_n , L - довжина підйомника і горизонтального конвеєра, км;
 $Q_{\text{іс}}$ - добова продуктивність ДКК, т; Z_s - ціна електроенергії, грн./кВт;

$3\delta b - 3\delta c$ - затрати на доставку робочих на робочі місця при базовому варіанті і ковзаючому режимі роботи ЕАК, грн.

ВИСНОВКИ:

Таким чином, стабілізація вантажопотоку навіть при мінімальній зміні режиму роботи екскаваторно-автомобільних комплексів (дві групи ЕАК: із зсувом робочої зміни на 2 години) дозволить зменшити питоми витрати електроенергії ДКК приблизно на 30%.

Лекція 16. ОПТИМІЗАЦІЯ ІНШИХ ТЕХНОЛОГІЧНИХ ПРОЦЕСІВ ЗА ЕНЕРГЕТИЧНИМИ ПОКАЗНИКАМИ

Рівень енергозатрат у загальному виладку визначається властивостями об'єкта розробки, технологічними характеристиками обладнання, яке використовується, і вимогами до якості продукції на кожній стадії.

Головне завдання оптимізації виробництва полягає:

> у підвищенні продуктивності суспільної праці або в зниженні собівартості одиниці продукції.

Критерій оптимальності є мірою вираження ефективності планування і керування і тому обов'язково повинен включати один із вартісних параметрів.

Одним із визнаних показників при техніко-економічних розрахунках є вартість машинозміни основного обладнання, яке може бути представлене у вигляді:

$$C_{mc} = C_n + C_e \quad (16.1)$$

де, C_n - постійні затрати, грн;

C_e - повна вартість технологічної енергії, грн.

Електроенергія, що витрачається промисловими підприємствами, оплачується у подвійному тарифі, до якого включается плата за приєднану (заявлену) активну потужність трансформаторів і високовольтних двигунів (кВ-А) або плата за максимальне завантаження енергосистеми (кВт) і плата за фактично витрачену кількість активної енергії (кВт-год). Перша частина тарифу є основною, друга - додатковою.

Плата за заявлену потужність або за максимальне навантаження не пов'язана з фактичним об'ємом виробництва, тому її можна віднести до умовно-постійних витрат виробництва.

Кількість активної енергії, витраченої у технологічних процесах, пропорційна об'єму виробництва, тому її можна віднести до груп змінних.

Вартість витраченої у технологічному процесі електроенергії буде:

$$C_e = c_e e Q \quad (16.2)$$

де C_e - вартість одиниці технологічної енергії;

e - питома енергоємність процесу;

Q - продуктивність агрегату протягом зміни.

Питому собівартість одиниці продукції можна виразити як

$$C_1 = C_n/Q + c_e e \quad (16.3)$$

При відомому значенні питомої енергоємності процесу продуктивність агрегату можна представити у вигляді:

$$Q = E/e \quad (16.4)$$

де E - повні витрати енергії протягом зміни.

Підставивши цей виразу рівняння (16.3), отримуємо:

$$C_1 = e(C_n/E + c_e) \quad (16.5)$$

З цього рівняння видно, що в будь-якому технологічному процесі вартість одиниці продукції безпосередньо пов'язана з його питомою енергоємністю. Тому можна використати показник питомих енерговитрат як енергетичний еквівалент критерію ефективності та оптимізації технологічних процесів.

Кінцева мета керування виробничим процесом полягає:

> в отриманні продукту заданої кількості та якості з найменшими витратами.

В енергетичному еквіваленті це може бути виражено так:

> будь-який агрегат повинен бути з повним навантаженням при мінімальній питомій енергоємності процесу.

Для тісно пов'язаних технологічних процесів мінімізують питомі енерговитрати на виробництво одиниці кінцевого продукту.

Вартість буріння 1 м свердловини (грн/м) визначається з виразу

$$C_b = C_{ш}/Q + C_0/k \quad (16.6)$$

де $C_{ш}$, C_0 - вартість машинозміни станка й долота відповідно, грн;
 k - стійкість долота, м.

З урахуванням формул (16.5) і стійкості долота вираз (16.6) набуде вигляду:

$$C_b = e(C_{ш}/Q + C_0/R) \quad (16.7)$$

Із цієї формули випливає, що техніко-економічні показники шарошкового буріння змінюються залежно від трьох найважливіших параметрів e , E і R . При цьому треба прагнути, щоб $R \rightarrow \max$, $E \rightarrow \max$, а $e \rightarrow \min$.

Відомо, що $\sigma = N/e$, тому оптимальними є параметри, що відповідають умові

$$e = N/v \rightarrow \min \quad (16.8)$$

Вартість буріння 1 м свердловини належить до економічних показників буріння. У витратах на одиницю продукції (грн/м) вона враховується через величину виходу гірської маси з 1 м свердловини P (м³/м) у вигляді

$$C_b = e/p(C_{ш}/Q + C_0/R) \quad (16.9)$$

Питома енергоємність екскавації визначається відношенням повних енерговитрат до кількості навантаженої руди

$$e_e = E/Q_e \quad (16.10)$$

Питома вартість екскавації (грн/м³)

$$C_e = C_{ш}/Q_e \quad (16.11)$$

де Q_e - змінна продуктивність екскаватора, м.

Рішення цих рівнянь при заданому значенні продуктивності дозволяє визначити вартість навантаження 1 м³ у функції якості підготовки вибою

$$C_e = C_{ш} e_e / E \quad (16.12)$$

Найбільш ефективним способом зниження енерговитрат навантаження є покращення якості підготовки гірської маси до виймання за рахунок збільшення енергетичних витрат на буро-підривні роботи. Однак у зв'язку з високою вартістю хімічної енергії ВР у порівнянні з вартістю електричної енергії ця міра далеко не завжди оправдується економічно.

При транспортуванні гірської маси мірою технологічних параметрів залишається питома енергоємність транспортування, про яку було сказано вище.

Питому енергоємність процесу відвалоутворення визначити неважко (за аналогією до екскавації).

Загальна стратегія оптимізації гірничого виробництва повинна виходити з принципу;

$$\sum e = (e_b + e_a + e_e + e_m + e_w) \rightarrow \min \quad (16.13)$$

У технологічному ланцюзі можуть використовуватися три види енергії (електрична, хімічна і тепла), які володіють різною питомою вартістю, тому критерій оптимізації набуде вигляду:

$$\sum e = [(e_0 + e_a + e_m) c_1 + g_c c_2 + t c_3] \rightarrow \min \quad (16.14)$$

де, $e_0 + e_a + e_m + e_o$ - питома енергоемність відповідно процесів буріння, підривання, екскавації, транспортування і відвалоутворення, МДж/м³;

C_1 - вартість 1 МДж електроенергії, грн.;

g_c - питомі втрати енергії ВР на первинне і вторинне підривання, МДж/м³; C_2 - вартість 1 МДж хімічної енергії дизельного пального, МДж/м³;

C_3 - вартість 1 МДж теплової енергії, грн.

ВИСНОВОК:

Отже, основними напрямками оптимізації економіки енергетичних процесів є:

- > Оснащення гірничих і транспортних машин засобами врахування витрат енергії на одиницю продукції.
- > Розробка і впровадження засобів оптимізації режимних параметрів гірничого обладнання за критерієм мінімуму питомих енерговитрат.
- > Контроль за коефіцієнтом використання встановленої потужності.
- > Створення нових технічних засобів з низьким рівнем питомого енергоспоживання.
- > Встановлення науково обґрунтованих нормативів питомого споживання енергоресурсів.
- > Матеріальне стимулювання за зниження питомих витрат енергії.

Лекція 17. ВІДХОДИ ГІРСЬКОГО ВИРОБНИЦТВА, ЇХ ПЕРЕРОБКА І УТИЛІЗАЦІЯ. ХАРАКТЕРИСТИКА, ДЖЕРЕЛА ТА МАСШТАБИ УТВОРЕННЯ ВІДХОДІВ ГІРСЬКОГО ВИРОБНИЦТВА

Відходи гірського виробництва - це не використовувані продукти добування і переробки мінеральної сировини, що виділяються з маси здобутих корисних копалин (гірської маси) в процесах розробки родовищ, збагачення і хіміко-металургійної переробки.

Відходи гірського виробництва є у вугільній промисловості, чорній і кольоровій металургії, гірській хімії (промисловості мінеральних добрив), в промисловості будматеріалів, ядерній енергетиці.

Безперервне, стрімке зростання промислового виробництва, якщо своєчасно не вжити необхідні заходи, неминуче приведе до збільшення об'ємів відходів, що утворюються, і витрат на їх складування, концентрацію, поховання, утилізацію, уловлювання або знешкодження.

Велика кількість відходів, що утворюються, містить ряд цінних компонентів, що, обумовлює необхідність залучення їх в сферу матеріального виробництва. Для визначення ефективності утилізації відходів і необхідних для цього капітальних вкладень особливе значення має правильне уявлення про об'єми утворення цих відходів, у тому числі і на перспективу, з метою планування їх комплексного використання. Облік освіти і накопичення відходів і планування їх використання пов'язані з рішенням цілого ряду методичних, науково-дослідних, організаційно-технічних, економічних, статистичних і інших питань, що виходять часто за рамки окремих галузей промисловості. Для залучення відходів в сферу матеріального виробництва для них, як і для основних матеріальних ресурсів, необхідно встановити певний перелік вимог, що встановлює взаємозв'язок між властивостями відходів, сферами їх можливого використання і необхідної для цього їх підготовки і переробки.

До числа галузей, в яких утворюється найбільша кількість велико-тоннажних відходів, слід віднести чорну і кольорову металургію, хімічну і вугільну промисловість, енергетику, тобто галузі, що мають гірничо-технологічну межу. Характер технології вказаних галузей обумовлює не тільки випуск основної продукції, але і отримання великої кількості відходів виробництва і побічних продуктів, що мають певну цінність за умови використання в інших галузях. Наприклад, при виробництві

сірчаної і азотної кислот на кожну 1000 т продукту доводиться до 20 т оксидів азоту і двоокису сірки, що викидається при отриманні з сірчаної кислоти колчедану на 1000 т сірчаної кислоти утворюється близько 600 т огарку. Виплавка 1000 т сталі пов'язана з викидом в атмосферу 40 т твердих частинок, 30 т двоокиси сіри і 50 т окислу вуглецю. Вироблення 1 млн. кВт/год електроенергії на теплових електростанціях спричиняє за собою викид в атмосферу 10 т золи і 15 т двоокису сірки. При виробництві жовтого фосфору на 1 т товарній продукції утворюється сірчаної кислоти близько 11 т вогненно-рідких шлаків, що складаються в основному з оксидів алюмінію, кальцію і магнію.

Проте в даний час жоден з видів великотоннажних відходів не віднесений до категорії і товарної продукції тієї галузі, в якій він утворюється, і відсутні вимоги до нього як до сировини для інших галузей, де можливе його використання. Як наслідок, підприємства не відповідають за склад, вологість і інші параметри відходів, від стабільності яких залежить технологічний режим інших підприємств, на яких ці відходи могли б перероблятися. Оскільки та або інша технологія розрахована на певну природну сировину, як правило, відмінну від складу і властивостей відходів, то вельми складним є питання про те, на якому підприємстві (на якому утворюються відходи або яке їх переробляє) повинна здійснюватися підготовка відходів до використання. Часто ті й інші підприємства не мають в своєму розпорядженні необхідних відомостей за технологією підготовки відходів для подальшого переділу і не мають для цієї мети потрібного устаткування.

При добуванні і переробці твердих горючих копалин (вугілля і сланців) утворюються продукти, що не є безпосередньо метою даних процесів, але які можуть знайти корисне застосування. Вони є або практично незмінною природною сировиною, або сировиною, переробленою механічним або термічним шляхом. Ці продукти в залежності від їх агрегатного стану називають газоподібними, рідкими або твердими відходами добування і переробки вугілля (сланців).

Розглянемо утворення відходів при добуванні, збагаченні, спалюванні, газифікації і гідрогенізації твердих горючих копалин (мал. 17.1). Коксування вугілля є прикладом організації технологічного процесу, що наближається до безвідходного.

17.1. Відходи добування і збагачення вугілля (сланців)

Класифікація стічних вод (мал. 17.2) підприємств вугільної промисловості запропонована В.А. Горшковим. Найбільший об'єм нею шахтні, кар'єрні і дренажні води, що утворюються при будівництві і експлуатації шахт і розрізів по видобутку вугілля.

Вугільна промисловість на відміну від інших галузей забирає з надр у багато разів більше води, ніж потрібно, безпосередньо для технологічних потреб. Так, наприклад, в колишньому СРСР в 1980 р. забір води склав 3,52 млрд. м³, а використано на виробничі потреби галузі 0,687 млрд. м³. У зв'язку із збільшенням загального видобутку вугілля і підвищенням частки вугілля, відпрацьованого відкритим способом, об'єм забраної з надр води зростатиме.

Протягом року приток води в кар'єр може змінюватися в досить великих межах. Середньорічний приток кар'єрів, різних басейнів різний. Найменший коефіцієнт витрати води мають розрізи Екибастузького басейну (0,14 м³/т вугілля), а найбільший - родовища Середньо-Амурського району (18,7 м³/т).

Води, що поступають в підземні гірські виробки і відкачувані з них, називаються шахтними. Різні шахти значно відрізняються по водопритоках, які для кожної шахти можуть бути нестабільні в часі. Максимальну обводненість мають шахти Підмосковного, Кизеловського, Кузнецького вугільних басейнів і родовищ прибалтійських сланців, більш 60% шахт яких характеризуються.

Ресурсозберігаючі технології в гірництві притокою води від 300 до 1000 м м /год і більше. Всього по основних басейнах і родовищах близько 47% всіх шахт мають водопритоку від 100 до 300 м/год, 28% - от 300 до 1000 м³/год, 5% - вище 1000 м³/год і лише 7% - до 50 м³/год.

На багатьох шахтах при розробці кам'яного вугілля і антрациті в у вироблені простори виділяється метан СН₄. Ряд вугільних пластів в Донецькому, Карагандинському і Печорському басейнах відрізняється підвищеною загазованістю (більше 100 м" СН₄ на 1 т вугілля, що добувається). Із збільшенням глибини пластів газоносність росте. Для забезпечення безпечних умов праці шахтарів і підвищення продуктивності проводиться дегазація з видаленням метану і вентиляція (мал. 17.1). У колишньому СРСР засобами дегазації на 218 шахтах щорічно виділяється близько 1,7 млрд. м³ метану в рік при його вмісті до 60-90%, а з вентиляційним струменем викидається в атмосферу близько 4,5 млрд. м метану в рік. Останніми роками постійно збільшується об'єм шахтного метану, і ця тенденція збережеться і в перспективі.

Характерна відмінність твердого палива від рідкого і газоподібного-утворення величезних виходів твердих відходів (мал. 13.1) при його використуванні, здобичі і збагаченні. У більшості вугледобувних країн (США, Німеччина, Англія, Чехія і ін.) вихід твердих відходів при відкритій добичі складає 3-5 т, а при шахтній добичі 0,2-0,3 т на 1 т вугілля (сланцю), що здобувається, і 0,15-0,35 т на 1 т збагаченого. У зв'язку з погіршенням гірничо-геологічних умов родовищ, що розробляються, протекатиме неухильна тенденція до збільшення щорічного виходу твердих

відходів добування і збагачення вугілля (сланців). З 1975 по 1980 р. в колишньому СРСР щорічний вихід відходів добування збільшився з 1100 до 1550 млн. т, відходів збагачення з 45 до 82 млн. т, а в 1984 р. виходи них відходів перевищили відповідно 1850 і 120 млн. т.

В порівнянні з іншими підприємствами по добуванню, збагаченню і спалюванню твердих горючих копалин найбільші кількості твердих відходів утворюються при відкритій розробці. Залежно від гірничо-геологічних умов родовищ, що розробляються, маса вскришних порід на 1 т вугілля (сланцю), що здобувається, змінюється від 0,8 до 20 т і в середньому складає близько 4 т.

Оцінку можливого виходу вскришних порід найбільш просто проводити по методу геологічних блоків. У цьому методі розрахунку об'єму тіла покриваючих і вміщуючих порід, обмеженого складними поверхнями, прирівнюється об'єму диска з постійною висотою й іншими параметрами, відповідними їх зовнішньому контуру.

Існують також точніші методи прогнозного розрахунку виходу вскришних порід. Оперативне визначення об'єму вскришних порід, що здобуваються, може проводитися за допомогою обліку об'ємів порід, що вивозяться у відвал в думпкарах або автосамоскидах, або за допомогою маркшейдерських вимірювань. Для перерахунку об'ємного виходу в масовий можна прийняти середню густину вскришних порід в надрах рівною 1900-2000, кг/м³, а насипну - 1600-1700 кг/м³.

У 1984 р. маса вскришних порід склала близько 1,7 млрд. т., причому найбільша їх кількість здобута на розрізах об'єднання «Кеміровоуголь» (0,42 млрд. т.) і «Екибастузуголь» (0,16 млрд. т.). У перспективі маса вскришних порід збільшуватиметься, особливо на розрізах об'єднань «Екибастузуголь», Ресурсозберігаючі технології в гірництві «Красноярськуголь», «Средазуголь», і ін.

На одну тонну вугілля, що здобувається підземним способом, одержують близько 0,25 т. шахтних порід, їх маса склала в колишньому СРСР в 1984 р. близько 100 млн. т, і, мабуть, збережеться на цьому рівні в найближчій перспективі.

Збір твердих відходів, транспортування, складування у відвали, будівництво відвалів і хвостосховищ обумовлюють великі експлуатаційні і капітальні витрати. Під відвали відторгаються десятки тисяч гектарів землі, в багатьох районах придатної для с/г діяльності. Зберігання вуглеводів у відвалах супроводжується значним забрудненням природного середовища (зокрема ґрунтових вод і повітряного басейну). За статичними даними відходи добування і збагачення заскладовані в 2120 відвалів і териконів, з яких близько 25% горять. Від одного терикону середнього об'єму, що містить вуглеводі з низьким змістом сірки (0,4-1%), за 1 год. викидається в атмосферу більше 80 кг SO₂ і 25 кг CO. Ще більше сірчаного

ангідрида виділяється при горінні відвалів і териконів, вуглеводі яких характеризуються підвищеним вмістом сірки.

В той же час відходи добування теж роздільно і збагачення вугілля багатьох підприємств по своїх властивостях не поступаються, а іноді перевершують традиційну сировину, що спеціально добувається, для ряду галузей народного господарства.

17.2. Відходи спалювання і газифікація твердого палива

З'єднання мінеральних компонентів, що містяться у вугіллі і сланцях, знижують їх теплоту згорання, ускладнюють підготовку палива до спалювання і організацію режимів горіння. Значні витрати пов'язані з необхідністю уловлювання зольних уносів, транспортування золошлакових відходів у відвали, будівництва цих відвалів. В той же час недосконалість систем уловлювання приводить до викиду твердих відходів (зольних уносів) в атмосферу і серйозним забрудненням навколишнього середовища, оскільки щорічний вихід зольних уносів на одній теплостанції середньої потужності складає не менше 0,3-0,4 млн. т. За приблизною оцінкою в 1984 р. у всьому світі бути одержано близько 0,7 млрд. т золошлакових відходів. Щорічний вихід золошлакових відходів постійно збільшується, і ця тенденція збережеться в майбутньому.

Протягом останні 25-30 років в багатьох країнах ведуться інтенсивні дослідження, результатом яких є все зростаюче використання золошлакових відходів. Економічна ефективність використання золошлакових відходів підтверджується, наприклад, збільшенням в США числа фірм, що займаються поставкою цих відходів. У колишньому СРСР також росли об'єми утилізованих золошлакових відходів. Економічні розрахунки показують високу ефективність їх застосування. Так, наприклад, експлуатаційні витрати по уловлюванню і видаленню у відвали золошлакових відходів складають 0,8 - 3 грн. т, а економічна ефективність застосування 25-30 млн. т цих відходів для виробництва будівельних матеріалів може скласти приблизно 400 млн. грн. Розробка і упровадження технології утилізації золошлакових відходів ведуться організаціями багатьох міністерств і відомств.

В даний час газифікації піддається невелика кількість вугілля, але в перспективі очікується різке збільшення масштабів газифікації. Як буде Ресурсозберігаючі технології в гірництві показано далі, тверді відходи газифікації вугілля близькі до золошлаковим відходів спалювання, але характеризуються великим змістом відновлених з'єднань (сульфідів, сплавів і ін.). Газифікація деякого вугілля в особливих режимах може супроводжуватися отриманням вельми цінних продуктів з їх мінеральних компонентів.

Газоподібним відходом спалювання є сірчаний ангідрид, а після газифікації - сірководень. Доцільність утилізації цих продуктів визначається

необхідністю їх уловлювання щоб уникнути забруднень повітряного басейну і отруєння середовища.

Відходи при отриманні рідкого синтетичного палива. У інших країнах проводяться інтенсивні дослідження на дослідних і досвідчено-промислових установках різної потужності (від 1 до 250 т/сут) по дослідженню оптимальних технологій виробництва рідкого палива з вугілля. Різноманітні технологічні схеми цього виробництва можна розділити на два типи:

1) попередня газифікація твердих горючих копалин з подальшим синтезом на основі CO і H₂ рідкого палива і різноманітних хімічних продуктів;

2) отримання рідких продуктів при термічній дії на вугілля або сланець у присутності (або у відсутності) водню і каталізатора.

В процесах першого типу у вигляді твердих відвальних продуктів будуть виходити золошлакові відходи газифікації, що складаються із з'єднань мінеральних компонентів початкового вугілля (сланцю) в суміші з деякою кількістю коксоподібних частинок. В цілому, вони не будуть відрізнятися від золошлакових залишків газифікації на технологічний газ.

В процесах другого типу крім рідких і газоподібних продуктів, що виходять з органічної речовини вугілля (сланців), виділяється шлак. Він складається із з'єднань компонентів мінеральної частини початкових твердих горючих копалин, а також твердих продуктів, що утворюються з органічної речовини. Шлак характеризується високою теплою згоряння (понад 18,8 МДж/кг), оскільки містить також деяку кількість рідких продуктів, оскільки не можна досягти повного розділення рідкої і твердої фаз, що утворюються в I стадії процесу. Вихід шламу і напрям його можливого використання залежать від початкової сировини і конкретної технології.

В даний час за техніко - економічними показниками найбільш перспективний процес - гідрогенізації - отримання рідкого палива з бурого вугілля Капсько-Ачинського басейну по методу, розробленому в ІПІ. Метод передбачає спалювання шламу (у суміші із скидними водами) в циклонних топках з рідким шлаковидаленням. У вигляді відходів виходить шлак, а зольне віднесення після витягання з'єднань молібдену, що є каталізаторами гідрогенізації, змішується зі шламом і прямує на спалювання для збільшення ступеня регенерації молібдену. Виходячи з балансу процесу, на 1 т рідкого палива буде утворюватися близько 0,04 т шлаку, де А - зольність (%) вугілля, що поступає на гідрогенізацію. Шлак може стати ефективною сировиною для виробництва терпких і інших будівельних матеріалів.

ВИСНОВОК: Безперервне, стрімке зростання промислового виробництва, якщо своєчасно не вжити необхідні заходи, неминуче приведе до збільшення об'ємів відходів, що утворюються, і витрат на їх складування, концентрацію, поховання, утилізацію, уловлювання або знешкодження.

ЛІТЕРАТУРА

1. Васюкевич Л.-Я. Экологические аспекты ресурсосбережения на предприятиях отрасли: (Конспект лекций). - Люберцы: ИПК Минживмаша, 1987,-82 с.
2. Михайлов О.М., Темченко А.Г., Ковалевський В.О. Ресурсозберігаючі та маловідходні технології. - Кривий Ріг: Мінерал, 2003. - 298 с.
3. Ресурсозберігаючі технології видобутку корисних копалин на кар'єрах України / А.Г. Шапарь, А.Ю. Дриженко, С.З. Поліщук та ін. - К.: Наукова думка, 1998.-91 с
4. Сільченко В.І. Рациональне використання надр. - Кривий Ріг, 2002. - 84 с
5. Головатюк П.Н., Баб'як О.С. Энергетична стратегія України на період до 2030 року та подальшу перспективу: пріоритетні напрямки збереження енергоресурсів // Энергетика и электрофикация, 2004. - № 10-11.-С. 2-4.
6. Трубецкой К.Н., Шапарь А.Г. Малоотходные и ресурсосберегающие технологии при открытой разработке месторождений. - М.: Недра.
7. Ресурсозберегающие процессы разрушения горных пород на карьерах: Учебное пособие для студ. вузов / С.А. Гончаров, А.И. Дремін, Н.П. Ершов, Г.Г. Каркашадзе. Московский гос. горный ун-т. - М.: МГТУ, 2002. - 234 с.
8. Синьковский В.Н. Ресурсозберегающие и малоотходные технологии на открытых горных работах. — Красноярск: ГАЦМИЗ, 1996. -71 с.
9. Темченко А.Г. Ресурсозберігаючі технології гірничого виробництва. - Кривий Ріг: Мінерал, 2000. -216 с.
10. Темченко А.Г., Жуков С.О. Ресурсозбереження: технології, економіка, менеджмент. Кривий Ріг: Мінерал, 2001 - 159 с
11. Ресурсозберегающие технологии взрывного разрушения горных пород / Э.И. Ефремов, В.М. Комир,-И.А. Краснопольский и др. - К.:Техніка, 1990.-149 с.
12. Тангаев Й.А. Энергоемкость процессов добычи и переработки полезных ископаемых. - М.: Недра, 1986.-231 с.
13. Энергосберегающие и безотходные технологии получения вязущих веществ / А.А. Пашенко, Е.А. Мясникова, Ю.Р. Евсютин и др. Учеб. пособие для вузов, под ред. А.А. Пашенко-К.: Вишашк., 1990. -222 с.
14. Пашков А.П., Крючков АЛ. Проблеми енергозбереження під час підготовки, проведення масових вибухів на кар'єрах України та шляхи їх усунення // Вісник Криворізького технічного університету. 36. наук. праць. - Кривий Ріг: КТУ, 2006. - С. 18-22.
15. Голубец В. А. Исследование закономерности энергопотребления глубоких карьеров // Горный журнал, 1997. - № 7. - С. 50-51.

16. Темченко А.Г., Темченко А.А. Энергоемкость дробления горных пород при циклично-поточной технологии / Научные аспекты повышения эффективности горнорудного производства: сб. научн. трудов. - Кривой Рог: ГНИГРИ, 2000. - С. 100-103.
17. К вопросу обоснования эколого-экономической эффективности утилизации угольных отвалов / К.А. Славнов, Е.В. Зелинская, Л.М. Щербакова, Н.В. Федотова // Межд. конф. «Стратегия развития минерально-сырьевого комплекса в XXI веке». Москва 11-15 октября 2004. - М.: Изд-во РУДН, 2004. - С. 264-265.
18. Гоголев И.Я. Ресурсосбережение и переработка отходов. - М: ВНИЦентр, 1991.- 131 с.
19. Белецкий Е.П. Энергоемкость процесса дробления в конусных дробилках для крупного дробления // Изв. вузов. Горный журнал, 1970. - № 5. - С. 139- 140.
20. Каплунов Д.Р. Развитие теории комплексного освоения недр при разработке рудных месторождений // Горный журнал, 2005, № 4. - С. 12-15.
21. Концепция малооперационной ресурсосберегающей технологии взрывной рудоподготовки железных кварцитов с применением дополнительных импульсных волновых воздействий / В.Н. Анисимов // Науч. симпозиум «Неделя горняка - 2005» Москва 24-28 января 2005. Горн инфор-анал. бюллетень. Моск. гос. горн, ун-т, 2005. - № 7. - С. 144-148.
22. Рациональные ресурсосберегающие технологии комплексного использования сырья карбонатных месторождений Ленинградской обл.: Автореф. дне. на соиск. уч. степ. канд. техн. наук Бургомистрова В.В. С-Петербург, гос. горн, ин-т. - Санкт-Петербург, 2002. - 25 с.
23. Обоснование рационального объема комплексно перерабатываемого сырья на предприятиях промышленности нерудных строительных материалов: Автореф. дис. на соиск. уч. степ. канд. техн. наук Архипов А.Н. Моск. гос. горн. ун-т. - Москва, 2002. - 20 с.
24. Малюта О.Д. Розроблення ресурсозбережних і екологічно більш чистих технологічних методів уступної відбілки на кар'єрах. Автореф. дне. канд. техн. наук за спеціальністю 05.15.03 / Криворізький технічний ун-т. Кривий Ріг, 1997.-26 с.
25. Кравченко Ю.С. Ресурсо- і енергозбереження на підприємствах горно-металургічного комплексу // Металургіческая і горнорудная промышленность, - Днепропетровск, 2007. - № 3. - С. 1-4.
26. Сторчак С.А., Щелканов В.А., Андреев Б.Н. Комплексный подход к предотвращению техногенных аварий и утилизации отходов в горнодобывающих регионах // Металургіческая і горнорудная промышленность. - Днепропетровск, 2003. -№ 2. - С. 115-117.

27. Охрана праці, охорона навколишнього середовища, безпека життєдіяльності, ресурсозбереження // Вісник наук, праць. Науково-виробнича компанія "БАД-екологія". - Алчевськ, 2002. - 255 с
28. Шапурин А.В., Пашков А.П., Борисов В.И. Ресурсосберегающая технология ведения БВР в сложных гидрогеологических условиях // «Применение ресурсосберегающей техники и технологии на карьерах цветной металлургии. - Ереван, 1988. - С. 32-33.
29. Крючков А.І., Пашков А.П. Кроки становлення виробництва вибухових речовин та технологій їх зарядання в Україні // II Міжнародна наук, - практ. конференція "Безпека життєдіяльності людини як умова сталого розвитку сучасного суспільства" 14-15 червня 2007. - Дніпропетровськ, 2007. - С 45-50.
30. Васильев А.В., Песков В.Е. Инновационные экологические и топливно-сберегающие технологии для горной промышленности России // Горная промышленность. - М, 2007. - № 1. - С. 68-69.
31. Боксерман Ю.А., Сухоруков В.П., Сичкаренко В.А. Основные принципы оценки эффективности проектов использования угольного метана. Социальные аспекты // Экотехнологии и ресурсосбережение. - К, 2006. - № 6. - С. 23-26.
32. Внедрение малоотходных ресурсосберегающих технологий. - К.: УкрНИИТИ, 1986.-7 с.
33. Касимов А.М. Малоотходные и энергосберегающие технологии в производстве редких и тяжелых цветных металлов. - М.: Металлургия, 1990.- 109-111 с.
34. Антонов А.В. Материалосберегающие и безотходные технологии. - М.:Знание, 1990.-61с.
35. Хоменко О.Е., Мальцев Д.В. Ресурсосберегающая технология бурвзрывных работ для условий Ватутинского урановорудного месторождения // Науковий вісник Національного гірничого ун-ту. - Дніпропетровськ, 2007-№ 1 — С. 13-16.
36. Демин В.Ф., Тулепов Н.Н., Демин В.В. Создание ресурсосберегающих технологических схем очистной выемки в сложных горно-геологических условиях // Горный журнал. Изв. вузов, 2006. - № 4. - С. 15-20.
37. Пашков А.П. Шляхи удосконалення сучасних технологій ведення вибухових робіт під час розробки родовищ відкритим способом // Безпека життєдіяльності, 2007. - № 2. - С. 9-15.
38. Ключников А.Д. Энергозбереження в традиційних і нових безотходных высокотемпературных технологических схемах. Сб. науч. трудов. - М.МЭИ, 1986 - 105 с.
39. Кухарь В.П., Зайцев И.Д., Сухоруков Г.А. Экология. Оптимизация технологии производства и природоиспользования. - К.: Наукова думка, 1989.-263 с.

40. Адушкин А.А., Гарнов В.В., Христофоров В.Д. Экологическая экспертиза при подготовке и проведении крупномасштабных взрывов // Безопасность труда в промышленности, 1998. - № 2. - С. 12-15.
41. Закон України "Про відходи" із змінами та доповненнями від 23.12.2004 р. № 187/98 ВР. - К., 1998. - 30 с.
42. Горная энциклопедия / Гл. ред. Е.А. Козловский. - М.: Сов. энциклопедия. Т. 1...Т.4, 1984-1989.
43. ДСТУ 3051-95 (ГОСТ 30166-95) Ресурсозбереження. Основні положення. - К., 1995-32 с.
44. Ресурсозбереження в гірничій справі. Методичні вказівки до виконання практичних робіт для студентів зі спеціальності "Інженерна екологія у гірництві". Уклад. В.Д. Воробйов, А.І. Крючков, А.П. Пашков - К.: ІВЦ Видавництво "Політехніка", 2004. - 42 с

**Перелік кваліфікованих робіт на здобуття академічного звання
магістра (бакалавра) екології**

Затверджую

зав. кафедри інженерної екології
НТУУ "КПІ"

Крючков А.І.

№	Науковий керівник	Тема
	Доцент кафедри інженерної екології кандидат наук НТУУ "КПІ", академік міжнародної Академії безпеки життєдіяльності Пашков А.П.	<ol style="list-style-type: none"> 1. Біологічна рекреація властивостей докільля порушених у наслідок виробничої діяльності на прикладі «Київгума». 2. Розроблення ефективного комплексу заходів, спрямованих на відновлення продуктивності і родючості земель після їх техногенного порушення відкритими гірничими виробками. 3. Екологічна оцінка наслідків консервації відпрацьованих шахт «сухим» методом для сходу України. 4. Оцінка забруднення атмосферного повітря великомасштабними вибухами на кар'єрах та шлях його поліпшення. 5. Аналіз хімічного забруднення підземних вод під час використання вибухових речовин на кар'єрах та розробка екологічних методів щодо суттєвого зниження навантаження на Дніпро і Чорне море. 6. Оцінка хімічного та фізичного забруднення від транспорту у м. Києві.

ПАШКОВ Анатолій Павлович

доцент кафедри екології Національного університету "Києво-Могилянська Академія";
доцент кафедри інженерної екології Національного технічного університету України "Київський політехнічний інститут";
кандидат технічних наук, доктор філософських наук PhD Європейського зразка;
Академік Міжнародної Академії безпеки життєдіяльності.

РЕСУРСОЗБЕРІГАЮЧІ ТЕХНОЛОГІЇ В ГІРНИЦТВІ

Підп. до друку . .08. Формат 60x84/16. Папір письм.
Ризографія. Ум. друк. арк. 5,93. Ум. фарбо-відб. 6,17.
Обл.-вид. арк. 6,38. Тираж пр. Зам.