

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
ДЕРЖАВНИЙ ВИЩИЙ НАВЧАЛЬНИЙ ЗАКЛАД
«НАЦІОНАЛЬНИЙ ГІРНИЧИЙ УНІВЕРСИТЕТ»



ГІРНИЧИЙ ФАКУЛЬТЕТ
Кафедра підземної розробки родовищ

ФІЗИКО-ХІМІЧНА ГЕОТЕХНОЛОГІЯ
МАТЕРІАЛИ МЕТОДИЧНОГО ЗАБЕЗПЕЧЕННЯ
ДО ПРАКТИЧНИХ ЗАНЯТЬ З ДИСЦИПЛІНИ
для студентів спеціальності 184 Гірництво

Дніпропетровськ
НГУ
2015

Фізико-хімічна геотехнологія. Матеріали методичного забезпечення до практичних занять з дисципліни для студентів спеціальності 184 Гірництво / М.М. Табаченко, Р.О. Дичковський, О.Б. Владико, Д.В. Мальцев, В.С. Фальштинський, А.В. Яворський, В.Г. Лозинський; М-во освіти і науки України, Нац. гірн. ун-т. – Дніпропетровськ: НГУ, 2015. – 63 с.

Автори:

М.М. Табаченко, проф., канд. техн. наук (роботи 1 – 9);

Р.О. Дичковський, проф., д-р техн. наук (роботи 1 – 7) ;

О.Б. Владико, доц., канд. техн. наук (роботи 3 – 9);

Д.В. Мальцев, доц. (роботи 3 – 8);

В.С. Фальштинський, доц., канд. техн. наук (роботи 1, 2, 9);

А.В. Яворський, доц., канд. техн. наук (роботи 3, 4);

В.Г. Лозинський, асист., канд. техн. наук (робота 2).

Затверджено методичною комісією з напрямку підготовки 6.050301 Гірництво (№ 5 від 12.05.15) за поданням кафедри підземної розробки родовищ (протокол протокол № 16/7 від 30.04.15).

Розглянуто теоретичні відомості про ключові питання розрахунків у геотехнології при розробці родовищ корисних копалин. Подано рекомендації щодо вирішення типових практичних завдань з прийняття та розрахунку основних геотехнологічних процесів при підземній розробці корисних копалин. Наведено критерії оцінювання виконання практичних робіт. Орієнтовно на активацію виконавчого етапу навчальної діяльності студентів.

Призначено для самостійної роботи, а також для роботи в аудиторії із студентами спеціальності 184 Гірництво під час підготовки до модульних контролів за результатами практичних занять з нормативної дисципліни «Фізико-хімічна геотехнологія».

Відповідальний за випуск завідувач кафедри підземної розробки родовищ, д-р техн. наук, проф. В.І. Бондаренко.

Зміст

Вступ	4
Загальні положення	5
Робоча програма	7
Практична робота №1	8
Тема: Підготовка вихідних даних для проектування геотехнологічної розробки родовищ корисних копалин	
Практична робота №2	11
Тема: Визначення основних параметрів процесу підземної газифікації вугілля	
Практична робота №3	18
Тема: Розрахунок основних параметрів, що характеризують систему розробки соляних родовищ методом підземного розчинення	
Практична робота №4	25
Тема: Визначення параметрів технології підземного розчинення солі на підготовчому етапі	
Практична робота №5	30
Тема: Розрахунок параметрів технології підземного вилуговування	
Практична робота №6	37
Тема: Вибір оптимальних технологічних параметрів свердловинного видобування корисних копалин	
Практична робота №7	42
Тема: Підземне виплавлення і спалення сірки	
Практична робота №8	52
Тема: Методика розрахунку продуктивності гідравлічного руйнування	
Практична робота №9	57
Тема: Розрахунок техніко-економічних показників геотехнології	
Список літератури	62

Вступ

Методичні вказівки призначені для самостійної роботи студентів на практичних заняттях та в неаудиторний час. У них викладено теоретичні питання і методика визначення завдань, пов'язаних з розрахунками основних геотехнологічних процесів при підземній розробці корисних копалин.

Практичні роботи виконуються кожним студентом за вихідними даними, представленими за варіантами згідно з порядковим номером у журналі поточного контролю викладача. В практичних роботах, наводяться всі формули із розшифруванням прийнятих позначень, їх значення і результати обчислень, а також виконуються креслення, які необхідні для здійснення розрахунків.

Вихідні дані для практичних робіт містять 30 варіантів. У прикладах рішень, які додаються до кожної практичної роботи, використані вихідні дані нульового варіанта. Після виконання розрахунків, роботу оформляють в окремому зошиті чи на аркушах формату А4. За виконання кожного завдання студентові виставляється оцінка в ході особистої співбесіди з викладачем.

Загальні положення

1. Терміни та їх визначення

Практичне заняття з дисципліни «Фізико-хімічна геотехнологія» – форма навчального заняття, при якій викладач організує детальний розгляд студентами окремих теоретичних положень навчальної дисципліни.

2. Дидактичні цілі

Формування умінь та навичок практичного застосування знань через виконання студентом завдань та вправ.

Вид умінь, що набуваються:

- *предметно-практичні* – дії щодо переміщення об'єктів у просторі, зміни його форми тощо;
- *знаково-практичні* – виконання операцій зі знаками та знаковими системами;
- *знаково-розумові* – розумове виконання операцій зі знаками та знаковими системами.

Цілі практичного завдання мають бути орієнтовані на підготовку студента до виконання контрольної модульної роботи або виконання індивідуального завдання.

3. Тематика

Тематика практичних занять повинна відповідати робочій програмі дисципліни і визначається предметом конкретної практичної роботи:

- будова та правила експлуатації машин, механізмів, обладнання;
- розрахункові, графічні, розрахунково-графічні вправи.

4. Форми проведення практичних занять

Практичне заняття проводиться в навчальних аудиторіях чи спеціально обладнаних приміщеннях.

Тривалість заняття – не менше двох академічних годин.

Склад завдань для практичного заняття планується за умови можливості виконання більшістю студентів.

Відповідальність за організацію практичних занять несе кафедра, що зобов'язана створити відповідні умови, методичне й інформаційне забезпечення.

Студент під час проведення практичних занять повинен:

- ознайомитись з методичними рекомендаціями щодо проведення практичних занять;
- обов'язково відвідувати практичні заняття;
- безумовно дотримуватись правил охорони праці;
- вести робочий зошит з практичних занять;
- одержати оцінку за практичний модуль через визначену форму модульно-

го контролю (за результатами поточного контролю виконання прав або контрольних модульних робіт та індивідуальних завдань).

Викладач повинен:

- керувати проведенням практичного заняття;
- скласти графік консультацій (не менш двох на тиждень);
- дотримуватись графіка консультацій;
- здійснювати контрольні заходи відповідно до навчального плану;
- оцінити навчальну діяльність студента з опанування практичного модуля.

Завідувач кафедри повинен:

- організувати матеріально-технічне, методичне й інформаційне забезпечення проведення практичних занять;
- контролювати виконання графіка консультацій викладачів кафедри;
- вирішувати суперечливі питання, що виникають між викладачем та студентом.

5. Матеріально-технічне, методичне й інформаційне забезпечення

Основний критерій готовності кафедри до проведення практичних занять – матеріально-технічна забезпеченість робочих місць студентів сучасними технічними засобами навчання та відповідним обладнанням для вивчення будови та правил експлуатації машин, механізмів та обладнання, виконання розрахункових, графічних, графічно-розрахункових, виконання лінгвістичних та фізичних вправ тощо з дотриманням правил охорони праці.

Конкретизовані вимоги до проведення практичних занять подаються в методичних рекомендаціях.

Методичні рекомендації розробляються кафедрами, розглядаються і погоджуються з методичними комісіями за напрямами підготовки або спеціальностями та затверджуються Навчально-методичним управлінням.

Інформаційне забезпечення має відповідати переліку рекомендованої літератури, що подана в методичних рекомендаціях.

Забезпеченість студентів необхідними для виконання практичних робіт підручниками, довідниками, стандартами тощо повинна складати 100%.

Робоча програма

Робоча програма щодо практичних занять на VI семестр

Модулі	Компетенції (з використанням матеріалу модуля студент повинен уміти)	Змістові модулі	Розподіл часу		
			аудиторний	самостійна робота	загальний
1	2	3	4	5	6
№1	Підготувати вихідні дані для планування геотехнологічної розробки родовищ корисних копалин. Визначати основні параметри процесу підземної газифікації вугілля. Робити розрахунок основних параметрів, що характеризують систему розробки соляних родовищ методом підземного розчинення. Знаходити параметри технології підземного розчинення солі на підготовчому етапі. Розуміти зміст методики розрахунку продуктивності гідравлічного руйнування. Розробляти оптимальні технологічні параметри свердловинного видобування корисних копалин. Пояснювати процес підземного виплавлення і спалення сірки. Визначати параметри технології підземного вилуговування. Оцінювати техніко-економічні показники геотехнології	Практичні заняття – 6 семестр, IV чверть (31 – 39 тижні) Аудиторні – 2 години на тиждень			
		1. Підготовка вихідних даних для проектування геотехнологічної розробки родовищ корисних копалин	2	28	48
		2. Визначення основних параметрів процесу підземної газифікації вугілля	2		
		3. Розрахунок основних параметрів, що характеризують систему розробки соляних родовищ методом підземного розчинення	2		
		4. Визначення параметрів технології підземного розчинення солі на підготовчому етапі	2		
		5. Методика розрахунку продуктивності гідравлічного руйнування	2		
		6. Вибір оптимальних технологічних параметрів свердловинного видобування корисних копалин	2		
		7. Підземне виплавлення і спалення сірки	2		
		8. Розрахунок параметрів технології підземного вилуговування	2		
		9. Розрахунок техніко-економічних показників геотехнології	2		
		Захист практичного модуля за розкладом занять: 42 – 43 тижні	2		
		Разом	20		
Разом з дисципліни	45	68	108		
Частка навантаження		0,63			

Практична робота №1

Тема: Підготовка вихідних даних для проектування геотехнологічної розробки родовищ корисних копалин

Мета роботи – вивчити особливості підготовки геологічної інформації при проектуванні розробки родовищ корисних копалин геотехнологічними способами

Поставлена мета досягається послідовним вирішенням **наступних завдань:**

1. Підготувати вихідні дані для планування геотехнологічної розробки родовищ корисних копалин;
2. Визначити геотехнологічні способи якими ведеться видобуток.

Хід роботи

Метою геологорозвідувальних робіт є комплексна оцінка місця народження сировинної бази гірничодобувної промисловості. При розвідці повинні бути з'ясовані:

1) форма, розмір і геологічна будова покладу, глибина залягання, тектонічні особливості, вміст корисного компонента та його запаси, потужність, літологічний, мінералогічний і хімічний склади, структурні та текстурні особливості покладу, співвідношення корисних компонентів за технологічними властивостями, змінність їхньої якісної та кількісної характеристик;

2) потужність, літологічний склад, ступінь тектонічної порушеності, елементи залягання покриваючих порід та порід, що підстиляють, фізико-механічні властивості бічних порід;

3) гідрогеологічні характеристики водоносних горизонтів, гідрогеологічне блокування запасів, джерела водопостачання підприємства, прогноз можливих гідрогеологічних характеристик при експлуатації родовища;

4) газоносність покладу, інтенсивність газовиділення, склад газів, вибухонебезпечність;

5) природні умови району родовища.

Специфічні особливості геологорозвідувальних робіт при геотехнології – детальність фізико-геологічних досліджень параметрів покладу, що обумовлюють процеси геотехнології.

Таким чином, дослідницькі роботи містять загально геологічні та геотехнічні дослідження.

Геотехнологічні дослідження

1) кількісна оцінка сортів і різновидів корисної копалини;

2) пористість, кавернозність і тріщинуватість.

У ході досліджень проводяться наступні види випробування:

1) хімічне – визначається хімічний склад, вміст корисних компонентів і шкідливих домішок;

2) мінерало-літологічні – вивчається склад мінералів, їх структурні та текстурні особливості;

3) фізичне – встановлюються фізико-механічні і теплофізичні властивості корисних копалин і порід, що їх вміщують;

4) технологічне – вивчення видобутку корисних копалин.

Усі види випробування проводяться по результатами добору керна секціями довжиною 1 м, а на контактах з бічними породами – 0,5 м.

Перед будівництвом великого підприємства здійснюються дослідно-промислові випробування технології на дослідній установці в природних умовах.

У період підготовки родовища до експлуатації проводиться комплекс геологічних, гідрогеологічних і геофізичних досліджень покладу. Його ціль – вивчення родовища як гідроструктури. Основні методи: гідрогеологічне точкове і площове випробування свердловин, супроводжуване геофізичними вимірами. Для вивчення гідрогеологічних характеристик родовища проводять дослідні нагнітання і відкачки.

У ході досліджень цього комплексу найважливішим є вивчення ефективності методів штучного впливу на масив з метою поліпшення його гідрогеологічних властивостей.

Гідрогеологічні дослідження повинні проводитися у блоках родовища з особливими типами умов залягання корисних копалин: за якістю, бокових породах, властивостях і т.п. Повинна бути визначена неоднорідність геолого-гідрологічних характеристик як за площею, так і за потужністю родовища.

Підрахунок запасів корисної копалини, придатних до відпрацьовування геотехнологічними методами, містить:

- 1) визначення контурів та площі поширення промислового покладу;
- 2) середню потужність покладу у блоках;
- 3) щільність корисної копалини у блоках;
- 4) середній вміст корисної копалини у блоках.

Оконтуровування промислових запасів здійснюється на підставі тимчасових чи постійних кондицій. При встановленні кондицій повинна враховуватися надійність виконаних геолого-гідрологічних досліджень.

Головне завдання проектування підприємства з видобутку корисної копалини геотехнологічними методами – визначення оптимального сполучення потужності, терміну служби, способу розкриття, системи розробки і т.д.

При проектуванні поклад, добувні свердловини і поверхневі споруди повинні розглядатися як єдиний комплекс. Найбільш прийнятний метод рішення цієї задачі методом варіантів. При цьому такі задачі найбільше доцільно вирішувати методами економіко-математичного моделювання з застосуванням ЕОМ.

Основні етапи проектування геотехнологічного підприємства:

- 1) одержання завдання на проектування;
- 2) одержання вихідних даних;
- 3) вибір способу розкриття і системи розробки родовища, сітки розташування свердловин, черговості буріння і включення в роботу свердловин;

4) вибір основного устаткування для виробництва робочих агентів, транспортування і переробки отриманих продуктів, регенерації робочих агентів, автоматизації та керування виробництвом;

5) визначення основних техніко-економічних показників майбутнього підприємства

Контрольні питання

1. Назвіть, що є метою геологорозвідувальних робіт?
2. Визначте які треба провести геотехнологічні дослідження для проектування геотехнологічної розробки родовища?
3. Що містить підрахунок запасів корисних копалин для видобування?

Оцінювання практичних занять

Подаються критерії оцінювання у вигляді переліку припущених недоліків, що знижують оцінку якості виконання цього практичного завдання.

Об'єктивна оцінка результатів розв'язання задач можлива (як і будь-яке інше вимірювання) лише при їх зіставленні з еталонами – зразками правильних та повних рішень (відповідей).

Оцінювання результатів практичних занять здійснюється за 100 бальною шкалою наступним чином:

1 питання (загалом по роботі) – 30 балів;

2 питання (загалом по роботі) – 30 балів;

3 питання (загалом по роботі) – 40 балів;

Критеріями визначення оцінок приймаються:

«Відмінно» – понад 90 балів;

«Добре» – 75 – 90 балів;

«Задовільно» – 60 – 74 балів;

«Незадовільно» – до 60 балів.

При остаточній оцінці результатів виконання завдання необхідно врахувати здатність студента:

- диференціювати, інтегрувати й уніфікувати знання;
- застосовувати правила, методи, принципи, закони у конкретних ситуаціях;
- інтерпретувати схеми, графіки, діаграми;
- аналізувати й оцінювати факти, події та прогнозувати очікувані результати від прийнятих рішень;
- викладати матеріал на папері логічно, послідовно, з дотриманням вимог чинних стандартів.

Практична робота №2

Тема: Визначення основних параметрів процесу підземної газифікації вугілля

Мета роботи: вивчити методику розрахунку основних параметрів підземної газифікації вугілля

Поставлена мета досягається послідовним вирішенням **наступних завдань:**

1. вибрати схему газифікації виходячи із гірничо-геологічних умов;
2. розрахувати параметри процесу газифікації вугілля.

Хід роботи

Сутність методу підземної газифікації вугілля (ПГВ) полягає в процесі перетворення вугілля на місці його залягання в паливний газ.

Основними стадіями ПГВ є: буріння з поверхні землі на вугільний пласт свердловин; з'єднання цих свердловин каналами, що проходять у вугільному пласті; запалювання вугілля в нагнітаючій свердловині повітряного чи парокисневого дуття; одержання з інших свердловин вугільного газу.

Технологія підземної газифікації пологих вугільних пластів наступна.

Новий метод підземної газифікації вугілля розроблено в Національному гірничому університеті для пологого потужного пласта Синельниковського буровугільного родовища (потужність пласта 4 – 10 м, породи покрівлі складені з піщано-алевроліто-глинистих відкладень, підошви – піски кварцеві дрібно- і середньозернисті з прошарками вуглистих глин і вторинних каолінів, мають покрівлю і підошву водоносного горизонту).

З огляду на велику потужність вугільного пласта, найбільш ефективним і надійним уявляється порядок газифікації блоками зі смугами за падінням чи простяганням за технологічною схемою із суцільною системою вигазовування.

Сутність методу ведення газифікації буровугільного пласта одним блоком із шести смуг полягає в наступному (рис. 2.1).

По самій нижній пачці підготовленого для газифікації блока вугільного пласта 9 бурять з поверхні орієнтовані свердловини 3, 4 діаметром 260 – 400 мм, які в зоні пустих порід покрівлі обсаджуються, в похилій частині металевими трубами до лінії 10. Горизонтальна частина свердловини, проведена по вугіллю, не обсаджується, в зв'язку з великою густиною бурого вугілля Синельниковського родовища і наявністю циліндричної форми свердловини, яка може зберігатися в не порушеному стані тривалий період (за необхідності стінки свердловини можна закріпити спеціальним глинистим розчином). Діаметр свердловин у кожному конкретному випадку визначається проектом, виходячи з вимог забезпечення заданої продуктивності станції ПГВ. Розташування цих свердловин на поверхні землі повинне бути розраховане так, щоб їх горизонтальні частини відстояли одна від одної на 30 – 40 м. Довжина блока, що відпрацьовується – 450 – 500 м, ширина – 180 – 360 м.

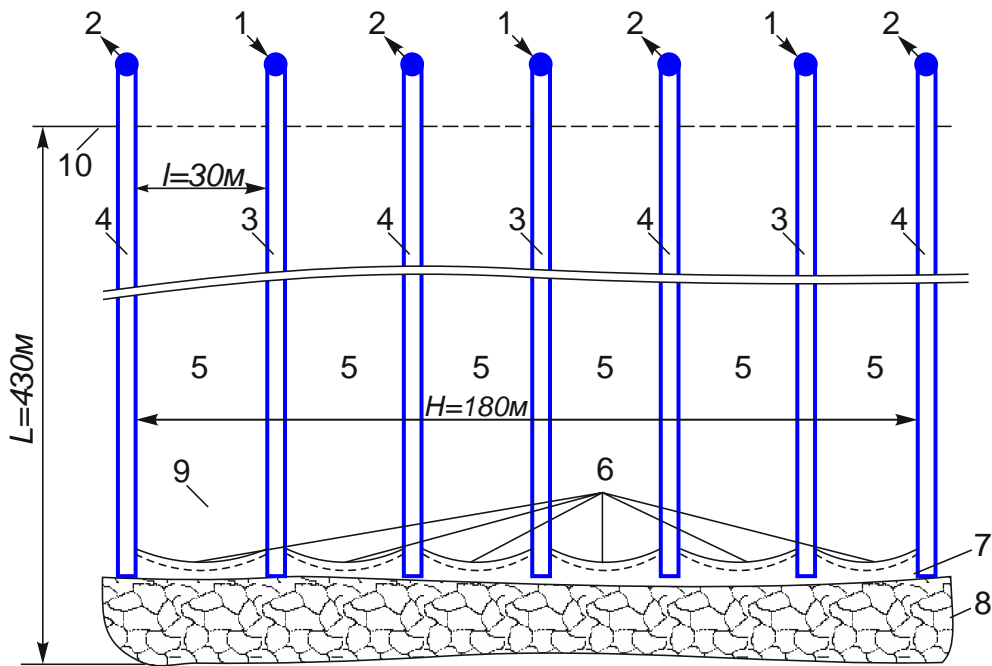


Рис. 2.1. Схема газифікації вугільного пласта одним блоком з суцільною схемою відпрацювання: 1 – дуття; 2 – газ; 3 – орієнтована нагнітальна свердловина; 4 – орієнтована свердловина, що відводить газ; 5 – підземні смуги (газогенератори); 6 – вогневі вибої; 7 – зона газифікації; 8 – вироблений простір; 9 – вугільний пласт; 10 – місце входження похилої частини орієнтованих свердловин у вугільний пласт

Процес газифікації пласта ведеться у такий спосіб.

Дуття 1 подається по нагнітальних свердловинах 3, а газ, що утворюється, по лінії вогневого вибою 6 поступає через зону газифікації 7 на поверхню через газові відвідні свердловини 4.

Для забезпечення рівномірності вигазовування вугільного пласта по всій довжині вогневих вибоїв газогенератора роблять реверсивні переключення подачі дуття і відводу газу, тобто нагнітальна свердловина 1 стає газовідвідною, а газовідвідна 2 – нагнітальною. Такі переключення через визначені проміжки часу проводяться систематично протягом усього процесу газифікації, поки не буде вигазований весь блок вугільного пласта до верхньої межі його розробки 10. Заповнення виробленого простору 8 може виконуватись пилоподібним закладним матеріалом, що подається одночасно з дуттям по нагнітальній свердловині протягом усього періоду газифікації.

Для осушення блока від підземних вод організується водовідлив через спеціальні дренажні орієнтовані свердловини, пробурені в надвугільній і підвугільній товщі гірських порід.

Новий метод ПГВ дозволяє вести процес газифікації вугілля не тільки в окремій смузі, але й одночасно в шести смугах. Наведена система вогневих робіт є простою, добре забезпечує стійкість і керованість газогенераторного процесу на потужних вугільних пластах.

Газоутворення відбувається в каналі 7 за рахунок хімічної взаємодії вільного і зв'язаного кисню з вуглецем і термічним розкладанням вугілля (рис. 2.1).

Вихід, склад і теплота згоряння одержаного газу залежать від складу подаваного в свердловину дуття, марки вугілля та його складу, геологічних умов залягання пласта, його потужності та будови. Теоретично встановлено, що теплота згоряння газу, одержуваного на повітряному дутті, не перевищує $4,4 \text{ МДж/м}^3$.

При підземній газифікації вугілля основним параметром процесу є інтенсивність процесу газифікації.

Розрахунок ведеться в наступній послідовності.

Запаси вугілля, що вигазовується в одному газогенераторі (рис. 2.1):

$$Z_{z.z} = l_{cv} \cdot S \cdot m \cdot \gamma, \text{ Т}, \quad (2.1)$$

де l_{cv} – довжина горизонтальної частини орієнтованої свердловини, м; S – ширина газогенератора, м; m – потужність вугільного пласта, м; γ – об'ємна маса вугілля, т/м³.

Швидкість вигазовування вугільного пласта за добу:

$$U_{\epsilon} = U_{\epsilon.\epsilon} \cdot 24, \text{ м/доб}, \quad (2.2)$$

де $U_{\epsilon.\epsilon}$ – лінійна швидкість посування вогневого вибою, м/год;

Час вигазовування газогенератора:

$$t_{виг} = \frac{l_{z.z}}{U_{\epsilon}}, \text{ діб}, \quad (2.3)$$

де $l_{z.z}$ – довжина газогенератора ($l_{z.z} = l_{cv}$), м.

Кількість повітря, що необхідно подати для вигазовування газогенератора:

$$Q_{нов} = k_n \cdot \frac{Z_{z.z} \cdot V_{нов}}{l_{o.3}}, \text{ тис. м}^3, \quad (2.4)$$

де k_n – коефіцієнт надлишку повітря (орієнтовно $k_n = 1,05$); $V_{нов}$ – кількість повітря для згоряння 1 кг вугілля,

Визначаючи кількість повітря для згоряння 1 кг вугілля, необхідно знати, що у всіх реакціях з урахуванням газоподібних речовин, якщо утворюється газ у кількості 1 моль, його об'єм при нормальних умовах дорівнює 22,4 л. Ця важлива для хімії постійна величина (константа) називається молярним об'ємом газу V_M . При нормальних умовах ($t_n = 0^\circ \text{ С}$, $p_n = 101325 \text{ Па}$ або 1 атм) $V_M = 22,4 \text{ л/моль}$.

Ще одне важливе відношення: мольний об'єм газу (22,4 л) містить $6,02 \cdot 10^{23}$ молекул (число Авогадро). Моль – $6,02 \cdot 10^{23}$ молекул, а маса речовини в грамах чисельно дорівнює мольній (атомна, молекулярна) масі речовини (сума атомних мас). Запишемо рівняння реакції та складемо пропорції з урахуванням умов поставленої задачі:



$$\left. \begin{array}{l} M_A - V_M \\ M_C - V_{O_2} \end{array} \right\} \quad (2.6)$$

де M_A – відносна атомна маса (12,011 г); V_M – молярний об’єм газу (22,4 л); M_C – маса вуглецю в 1 кг вугілля, г; V_{O_2} – необхідний об’єм кисню для згоряння M_C , л;

звідси:

$$V_{O_2} = M_C \cdot \frac{V_M}{M_A}, \text{ л} \quad (2.7)$$

Розрахуємо об’єм кисню при звичайних умовах ($t_3 = 20^\circ \text{C}$, $p_3 = 95000$ Па):

$$\frac{p_n \cdot V_{O_2}}{t_n} = \frac{p_3 \cdot V'_{O_2}}{t_3}, \quad (2.8)$$

де p_n – тиск повітря за нормальних умов, Па; t_n – температура повітря за нормальних умов, $^\circ\text{K}$; p_3 – тиск повітря за середньорічних умовах, Па; V'_{O_2} – необхідний об’єм кисню за середньорічних умов, л; t_3 – температура повітря за середньорічних умовах, $^\circ\text{K}$;

$$V'_{O_2} = \frac{p_n \cdot V_{O_2} \cdot t_3}{t_n \cdot p_3}, \text{ л} \quad (2.9)$$

У повітрі місткість кисню становить 20,95 % по об’єму, що означає: в 1 м³ повітря міститься 209,5 л кисню. Визначимо, в якій кількості повітря міститься необхідний для спалювання 1 кг вугілля V'_{O_2} :

$$\left. \begin{array}{l} 1 \text{ м}^3 \text{ повітря} - 209,5 \text{ л кисню} \\ x \text{ м}^3 \text{ повітря} - V'_{O_2} \text{ л кисню} \end{array} \right\} \quad (2.10)$$

$$x = \frac{1 \cdot V'_{O_2}}{209,5} \text{ м}^3 \quad (2.11)$$

де $l_{o.з}$ – довжина окислювальної зони підземного газогенератора (орієнтовно 30 % довжини реакційного каналу), м:

$$l_{o.з} = 0,35 \cdot l_{p.к}, \text{ м.} \quad (2.12)$$

Теоретичні витрати вугілля на одержання 1 м³ генераторного газу:

$$Q_{\text{вгг}} = \frac{\sum C}{C_{\text{вгг}}}, \text{ кг,} \quad (2.13)$$

де $\sum C$ – сума вмісту вуглецевих складових компонентів у газі свердловинної підземної газифікації вугілля у відсотках по об’єму, %:

$$\sum C = \% CO + \% CH_4 + \% CO_2, \%, \quad (2.14)$$

де $C_{\text{вгг}}$ – вміст вуглецю у вугіллі, %;

Вихід газу з 1 кг вугілля складе:

$$Q^{2,2} = \frac{1}{Q_{\text{вгз}}}, \text{ м}^3. \quad (2.15)$$

За одну годину виробиться наступна кількість генераторного газу:

$$Q_{\text{год}}^{2,2} = l_{\text{р.к}} \cdot m \cdot \gamma \cdot U_{\text{в.в}} \cdot Q^{2,2}, \text{ тис. м}^3/\text{год}, \quad (2.16)$$

відповідно за добу отримаємо:

$$Q_{\text{доб}}^{2,2} = Q_{\text{год}}^{2,2} \cdot 24, \text{ тис. м}^3/\text{доб}. \quad (2.17)$$

Упродовж експлуатації одного газогенератора утвориться наступна кількість генераторного газу:

$$Q_{\text{р.к}}^{2,2} = \frac{Q_{\text{доб}}^{2,2} \cdot t_{\text{виз}}}{1000} \text{ МЛН М}^3. \quad (2.18)$$

Річна продуктивність підприємства підземної газифікації маючи в експлуатації один газогенератор, з урахуванням втрат генераторного газу у виробленому просторі складе:

$$Q_{\text{р}}^{2,2} = \frac{Q_{\text{доб}}^{2,2} \cdot n_{\text{д}} \cdot k_{\text{в}}}{1000}, \text{ МЛН М}^3/\text{рік}, \quad (2.19)$$

де $n_{\text{д}}$ – кількість днів на рік (356 днів); $k_{\text{в}}$ – коефіцієнт втрат генераторного газу у підземному газогенераторі ($k_{\text{в}} = 0,85$).

Зазвичай відбувається одночасне вигазовування декількох газогенераторів. У такому випадку:

$$\Sigma Q_{\text{р}}^{2,2} = Q_{\text{р}}^{2,2} \cdot n_{\text{г.г}}, \text{ МЛН М}^3/\text{рік}, \quad (2.20)$$

де $n_{\text{г.г}}$ – кількість підземних газогенераторів, що одночасно експлуатуються.

Варіанти вихідних даних наведено в табл. 2.1.

Відсутні вихідні дані приймають з контрольного прикладу.

Приклад рішення

Розрахувати інтенсивність вугільного пласта, що вигазовується, для наступних умов: довжина горизонтальної частини орієнтованої свердловини $l_{\text{св}} = 400$ м; ширина газогенератора $s = 30$ м; потужність вугільного пласта $m = 1$ м; об'ємна маса вугілля $\gamma = 1,45$ м³; лінійна швидкість посування вогневого вибою $U_{\text{в.в}} = 0,1$ м/год; кількість підземних газогенераторів, що одночасно експлуатуються $n_{\text{г.г}} = 4$ шт; процентний вміст вуглецю у вугіллі $C_{\text{вгз}} = 80,8$; процентний вмісту вуглецевих складових компонентів в газі свердловинної підземної газифікації вугілля у відсотках по об'єму $CO = 20,65$; $CH_4 = 4,75$; $CO_2 = 4,99$; температура повітря за середньорічних умов $t_3 = 273,15$ К.

1. Запаси вугілля, що вигазується, в одному газогенераторі (рис. 2.1):

$$Z_{z.z} = 400 \cdot 30 \cdot 1 \cdot 1,45 = 17400 \text{ т.}$$

2. Швидкість вигазування вугільного пласта за добу:

$$U_g = 0,1 \cdot 24 = 2,4 \text{ м/доб.}$$

3. Час вигазування газогенератора:

$$t_{виг} = \frac{400}{2,4} = 166,67 \text{ діб.}$$

4. Кількість повітря, що необхідно подати для вигазування газогенератора:

$$Q_{пов} = 1,05 \cdot \frac{17400 \cdot 7,19}{10,5 \cdot 1000} = 12,52 \text{ тис. м}^3$$

$$\left. \begin{array}{l} 12,011 \text{ з} - 22,4 \text{ л} \\ 1000 \text{ з} - V_0 \text{ л} \end{array} \right\}$$

$$V_{O_2} = 808 \cdot \frac{22,4}{12,011} = 1506,89 \text{ л}$$

$$V'_{O_2} = \frac{101325 \cdot 1506,89 \cdot 293,15}{273,15 \cdot 95000} = 1724,89$$

$$x = \frac{1 \cdot 1506,89}{209,5} = 7,19 \text{ м}^3$$

$$l_{o.z} = 0,35 \cdot 30 = 10,5$$

5. Теоретичні витрати вугілля на одержання 1 м^3 генераторного газу:

$$Q_{виг} = \frac{30,39}{80,8} = 0,38 \text{ кг}$$

$$\Sigma C = 20,65 + 4,75 + 4,99 = 30,39 \%$$

6. Вихід газу з 1 кг вугілля складе:

$$Q^{z.z} = \frac{1}{0,38} = 2,66, \text{ м}^3$$

$$Q_{год}^{z.z} = 30 \cdot 1 \cdot 1,45 \cdot 0,1 \cdot 2,66 = 11,57 \text{ тис. м}^3/\text{ГОД}$$

$$Q_{доб}^{z.z} = 11,57 \cdot 24 = 277,58 \text{ тис. м}^3/\text{доб}$$

$$Q_{z.z}^{z.z} = \frac{277,58 \cdot 166,67}{1000} = 46,26 \text{ млн м}^3$$

$$Q_p^{z.z} = \frac{277,58 \cdot 356 \cdot 0,85}{1000} = 83,99 \text{ млн м}^3/\text{рік}$$

$$\Sigma Q_p^{z.z} = 83,99 \cdot 4 = 335,98 \text{ млн м}^3/\text{рік}$$

Таблиця 2.1

Варіанти вихідних даних для визначення основних параметрів процесу підземної газифікації вугілля

Величин Позначення	l_{ce} м	S м	m м	γ м ³	$U_{6,6}$ м/год	$n_{e,2}$	$S_{6,12}$ %	CO %	CH_4 %	CO_2 %	k_n	k_g	n_{OH} дб	°К
1	400	30	1,05	1,40	0,09	6	75,5	18,89	4,44	4,72	1,05	0,85	356	273,15
2	400	30	1,10	1,35	0,08	8	77,3	19,33	4,55	4,83	1,05	0,85	356	273,15
3	400	30	1,15	1,50	0,07	4	81,4	20,35	4,79	5,09	1,05	0,85	356	273,15
4	400	30	1,20	1,45	0,12	6	83,3	20,83	4,90	5,21	1,05	0,85	356	273,15
5	400	30	1,25	1,40	0,11	8	75,6	18,90	4,45	4,73	1,05	0,85	356	273,15
6	400	30	1,30	1,35	0,10	4	73,6	18,40	4,33	4,60	1,05	0,85	356	273,15
7	400	30	1,35	1,50	0,09	6	81,6	20,40	4,80	5,10	1,05	0,85	356	273,15
8	400	30	1,40	1,45	0,08	8	81,4	20,35	4,79	5,09	1,05	0,85	356	273,15
9	400	30	1,45	1,40	0,07	4	79,7	19,93	4,69	4,98	1,05	0,85	356	273,15
10	400	30	1,50	1,35	0,12	6	73,5	18,38	4,32	4,59	1,05	0,85	356	273,15
11	400	30	1,00	1,50	0,11	8	70,0	17,50	4,12	4,38	1,05	0,85	356	273,15
12	400	30	1,05	1,45	0,10	4	65,7	16,43	3,86	4,11	1,05	0,85	356	273,15
13	400	30	1,10	1,40	0,09	6	68,3	17,08	4,02	4,27	1,05	0,85	356	273,15
14	400	30	1,15	1,35	0,08	8	72,0	18,00	4,24	4,50	1,05	0,85	356	273,15
15	400	30	1,20	1,50	0,07	4	83,5	20,88	4,91	5,22	1,05	0,85	356	273,15
16	400	30	1,25	1,45	0,12	6	82,4	20,60	4,85	5,15	1,05	0,85	356	273,15
17	400	30	1,30	1,40	0,11	8	70,2	17,55	4,13	4,39	1,05	0,85	356	273,15
18	400	30	1,35	1,35	0,10	4	66,5	16,63	3,91	4,16	1,05	0,85	356	273,15
19	400	30	1,40	1,50	0,09	6	67,3	16,83	3,96	4,21	1,05	0,85	356	273,15
20	400	30	1,45	1,45	0,08	8	72,9	18,23	4,29	4,56	1,05	0,85	356	273,15
21	400	30	1,50	1,40	0,07	4	68,0	17,00	4,00	4,25	1,05	0,85	356	273,15
22	400	30	1,00	1,35	0,12	6	78,3	19,58	4,61	4,89	1,05	0,85	356	273,15
23	400	30	1,05	1,50	0,11	8	82,0	20,50	4,82	5,13	1,05	0,85	356	273,15
24	400	30	1,10	1,45	0,10	4	69,0	17,25	4,06	4,31	1,05	0,85	356	273,15
25	400	30	1,15	1,40	0,09	6	74,0	18,50	4,35	4,63	1,05	0,85	356	273,15
26	400	30	1,20	1,35	0,08	8	78,7	19,68	4,63	4,92	1,05	0,85	356	273,15
27	400	30	1,25	1,50	0,07	4	72,6	18,15	4,27	4,54	1,05	0,85	356	273,15
28	400	30	1,30	1,45	0,12	6	75,9	18,98	4,46	4,74	1,05	0,85	356	273,15
29	400	30	1,35	1,40	0,11	8	77,4	19,35	4,55	4,84	1,05	0,85	356	273,15
30	400	30	1,40	1,35	0,10	4	68,2	17,05	4,01	4,26	1,05	0,85	356	273,15

Контрольні питання

1. Назвіть основні стадії ПГВ.
2. Назвіть пальні гази в складі продуктів підземної газифікації.
3. Поясніть фізичну сутність хімічного ККД ПГВ.

Оцінювання практичних занять

Подаються критерії оцінювання у вигляді переліку припущених недоліків, що знижують оцінку якості виконання цього практичного завдання.

Об'єктивна оцінка результатів розв'язання задач можлива (як і будь-яке інше вимірювання) лише при їх зіставленні з еталонами – зразками правильних та повних рішень (відповідей).

Оцінювання результатів практичних занять здійснюється за 100 - бальною шкалою наступним чином:

- 1 питання (загалом по роботі) – 30 балів;
- 2 питання (загалом по роботі) – 30 балів;
- 3 питання (загалом по роботі) – 40 балів.

Критеріями визначення оцінок приймаються:

- «Відмінно» – понад 90 балів;
- «Добре» – 75 – 90 балів;
- «Задовільно» – 60 – 74 балів;
- «Незадовільно» – до 60 балів.

При остаточній оцінці результатів виконання завдання необхідно враховувати здатність студента:

- диференціювати, інтегрувати й уніфікувати знання;
- застосовувати правила, методи, принципи, закони у конкретних ситуаціях;
- інтерпретувати схеми, графіки, діаграми;
- аналізувати й оцінювати факти, події та прогнозувати очікувані результати від прийнятих рішень;
- викладати матеріал на папері логічно, послідовно, з дотриманням вимог чинних стандартів.

Практична робота №3

Тема: Розрахунок основних параметрів, що характеризують систему розробки соляних родовищ методом підземного розчинення

Мета роботи – навчитися визначати параметри системи розробки соляних пластів методом підземного розчинення.

Поставлена мета досягається послідовним вирішенням **наступних завдань:**

1. визначити коефіцієнт запасу міцності міжкамерного цілика;
2. встановити гранично допустимий розмір камер;
3. розрахувати раціональні розміри цілика і соляних камер.

Хід роботи

До основних завдань проектування розробки соленосних пластів найперше відноситься вибір параметрів системи розробки, при яких запаси видобуватимуться з найменшими втратами і витратами. При цьому слід врахувати вимоги раціонального використання мінеральних ресурсів і охорони навколишнього середовища.

При проектуванні підприємства з видобутку солі важливо звернути увагу на розробку заходів за найбільш ефективним керуванням процесом видобутку солі. Формоутворення підземних камер – це один із головних процесів технології і в більшості визначає рівень технологічних втрат корисних копалин.

Залежно від гірничо-геологічних умов і порядку розробки родовищ розрізняють камерне і суцільне розчинення. При камерному розчиненні родовище розробляється окремими камерами з залишенням між ними ціликів для забезпечення стійкості земної поверхні. В цьому випадку використовуються як індивідуальні, так і взаємодіючі свердловини.

Розрахунок основних параметрів, що характеризують систему розробки соляних родовищ методом підземного розчинення, полягає у визначенні (рис. 3.1):

- гранично допустимого прогину камери, $2R$;
- розміру міжкамерного цілика, d ;
- потужності стелини, H_n ;
- максимальної потужності породних прошарків, H_n .

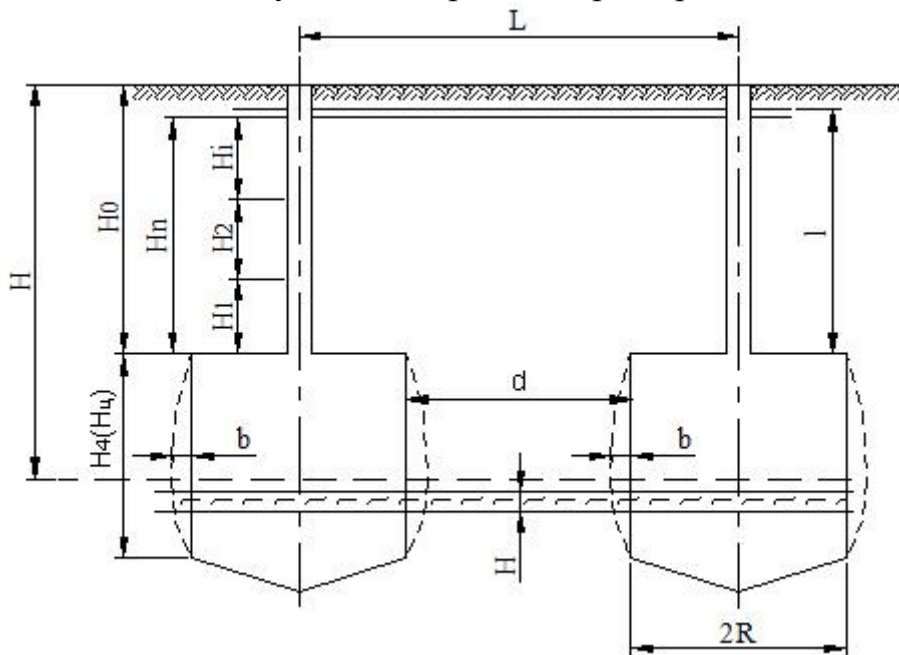


Рис. 3.1. Технологічна схема підземного видобування розсолу з двох зближених камер

1. Гранично допустимий розмір камер R визначається виходячи з гіпотези балок з урахуванням коефіцієнта привантаження K_n від шарів породи, що залягають вище, м:

$$2R = \sqrt{\mu \frac{\sigma_{\text{зз.мп.}} \cdot H_1}{(1 + K_n) \cdot \gamma_1}} \quad (3.1)$$

$$K_n = (0,065 - 0,056 \cdot \text{tg } \beta) \cdot \sqrt{\frac{\sigma_{\text{зз.мп.}} \cdot H_1}{\gamma_1 \cdot H_2^2}}, \quad (3.2)$$

де μ – коефіцієнт, що враховує характер защемлення прогину на опорах і ступінь деформації порід, $\mu=1,7 - 2$; $\sigma_{\text{зз.мп.}}$ – тривала міцність порід несучого шару на згин, МПа; H_1 – потужність несучого шару покрівлі камери, м; K_n – коефіцієнт привантаження; γ_1 – щільність порід, т/м³; $\text{tg } \beta$ – коефіцієнт тертя між шарами ($\text{tg } \beta = 0,26 \dots 0,6$); H_2 – потужність привантажувального шару порід покрівлі, м.

2. Стійкість міжкамерного цілика визначається виходячи із запасу міцності.

Коефіцієнт запасу міцності визначається:

$$\psi = \frac{\sigma_p}{\sigma_\delta}, \quad (3.3)$$

де σ_p – руйнівне напруження, що визначається з урахуванням тиску розсолу на стінки камери, ваги покривних порід і форми ціликів, МПа; σ_δ – діюче на цілик напруження, яке визначається з урахуванням власної ваги цілика, а також сприйнятої ним різниці між вагою порід, що лежать вище, і тиском розсолу, який заповнює камеру, МПа,

$$\sigma_p = \left(\frac{1 + \sin \rho}{1 - \sin \rho} \cdot P + \delta \right) \cdot \sqrt{\frac{2 \cdot (L^2 - \pi \cdot R^2)}{\pi \cdot R \cdot H_u}}, \quad (3.4)$$

$$\sigma_\delta = \frac{\gamma \cdot H_0 \cdot L^2 - \pi \cdot R^2 \cdot \gamma_p \cdot H_0}{L^2 - \pi \cdot R^2} + \gamma \cdot H_u, \text{ МПа}, \quad (3.5)$$

де ρ – кут внутрішнього тертя солі, град; P – тиск розсолу в середній по камері, МПа ($P = \gamma_p \cdot H$, де H – глибина, що розглядається, м); γ , γ_p – відповідно щільність кам'яної солі і розсолу, т/м³; σ – міцність кам'яної солі на одновісний стиск, МПа; L – відстань між свердловинами, м; R – радіус камер підземного розчинення, м; H_u – висота (потужність) цілика, м; H_0 – потужність покривних порід, м.

За дослідними даними величина коефіцієнта запасу міцності при камерній системі розробки повинна бути не менше 1,2 – 1,4. Одержані значення коефіцієнта запасу міцності порівнюють з заданими; при $\psi > 1,4$ слід зменшити L , при $\psi < 1,4$ – збільшити L . Розрахунок виконується знову. За дослідними даними $\psi = 1,2 - 3,0$.

3. Перевірка допустимих розмірів цілика, яка базується на теорії механіки суцільного середовища, проводиться по ширині ослабленої зони.

Для цього допустимий по стійкості розмір цілика (d) встановлюється за шириною зони ослаблених порід довкола розсільних камер (e) з умови $d \geq 2e$.

Ширина ослабленої зони визначається з урахуванням розмірів, форми і взаємного впливу камер, м:

$$v = R \left\{ \sqrt{1 + \frac{3 \left[\exp \left\{ \frac{\gamma \cdot H \cdot \omega \cdot \left(1 + \frac{\tau}{2} \right) - P}{C} - 1 \right\} - 1 \right]}{R}} - 1 \right\}, \quad (3.6)$$

де v – ширина зони ослаблених розчинником порід, м; ω – коефіцієнт форми поперечного перерізу камери, що дорівнює для одиночних камер 1,1 – 1,3, зближених – до 1,35 і групових – до 1,5; τ – коефіцієнт взаємного впливу камер:

$$\tau = \frac{1}{a \cdot (a + 1)^2}, \quad (3.7)$$

a – відношення ширини цілика до радіуса камери:

$$a = \frac{d}{R} \geq \frac{R}{R}, \quad (3.8)$$

C – зчеплення солі ($C = 4,5$ МПа).

Перевірка: $d = L - 2R$; $d \geq 2v$.

4. Потужність порід покрівлі над камерою H_n визначається виходячи з відомої величини тривалої міцності солі м:

$$H_n = \frac{\gamma \cdot \psi \cdot (2 \cdot R)^2}{2 \cdot \sigma_{mp}} + \sqrt{\left(\frac{\gamma \cdot \psi \cdot (2 \cdot R)^2}{2 \cdot \sigma_{mp}} \right)^2 - \frac{\gamma_1 \cdot \psi \cdot l \cdot (2 \cdot R)^2}{\sigma_{mp}}}, \quad (3.9)$$

де δ_{mp} – тривала міцність кам'яної солі на одновісний стиск, МПа; l – потужність зони обвалення порід, які розташовані над пластом солі, м; γ_1 – щільність порід, які розташовані над пластом солі, т/м³.

5. Максимальна потужність породних прошарків, що поділяють пласт кам'яної солі, який планується до відпрацювання, визначається з виразу:

$$H_n = \frac{(\gamma_1 - \gamma_p) \cdot B_{екв}^2}{6 \cdot \sigma_{розр}}, \quad (3.10)$$

де $B_{екв}$ – еквівалентний прогин, що дорівнює радіусу відслонення покрівлі камери підземного розчинення, м, $B_{екв} = R$; $\delta_{розр}$ – міцність порід прошарків на розрив, МПа.

Приклад рішення

Родовище кам'яної солі розробляється камерами з залишенням ціликів солі. Глибина розробки $H = 700$ м; висота цілика $H_{ц} = 170$ м; потужність зони обвалення порід, які розташовані над пластом солі $l = 120$ м; коефіцієнт запасу міцності $\psi > 1,4$; щільність кам'яної солі, порід які розташовані над пластом солі і розсолу відповідно $\gamma = 2,6$ т/м³; $\gamma_1 = 2,5$ т/м³; $\gamma_p = 1,2$ т/м³; фізико-механічні характеристики солі: $\sigma_{mp.} = 1000$ т/м²; $\sigma_{зг.мп.} = 2000$ т/м²; $\sigma = 1900$ т/м²; кут внутрішнього тертя солі $\rho = 35^\circ$; потужність несучого шару покрівлі $H_1 = 10$ м; коефіцієнт тертя між шарами $tg \beta = 0,58$; потужність шару, що розташований вище $H_2 = 10$ м; $\mu = 2$ (при максимально можливій деформації закріпленої покрівлі без порушення суцільності); міцність на розрив несільових порід $\sigma_p = 90$ т/м². Розмір поля, відведеного для видобутку солі складає $3,0 \times 6,0$ км.

Необхідно визначити параметри камерної системи розробки при підземному розчиненні солі, схему розміщення свердловин в усьому полі, відведеного для видобутку солі.

Накреслити прийнятий варіант розміщення свердловин, технологічну схему підприємства з видобутку солі та поперечного перерізу свердловини в процесі відпрацювання пласта. Зробити короткий опис технології розчинення солі.

1. Визначаємо параметри камери:

Коефіцієнт привантаження:

$$K_n = (0,065 \div 0,056 \cdot tg \beta) \cdot \sqrt{\frac{\sigma_{зг.мп.} \cdot H_1}{\gamma_1 \cdot H_2^2}} = (0,056 \cdot 0,5) \cdot \sqrt{\frac{2100000 \cdot 15}{2500 \cdot 15^2}} = 0,21 .$$

Гранично допустимий прогин камер:

$$2R = \sqrt{\mu \frac{\sigma_{зг.мп.} \cdot H_1}{(1 + K_n) \cdot \gamma_1}} = \sqrt{2 \frac{2100000 \cdot 15}{(1 + 0,21) \cdot 2500}} = 144,3 \text{ м.}$$

Радіус камер підземного розчинення: $R = 144,3/2 = 72,15$ м.

2. Вибираємо відстань між свердловинами $L = 180$ м і $R = 60$ м.

Тиск розсолу в середній по висоті частині камери:

$$P = 1100 \cdot 800 = 880000 \text{ Па.}$$

Руйнуюче напруження:

$$\sigma_p = \left(\frac{1 + 0,5}{1 - 0,5} \cdot 0,88 \cdot 10^6 + 2 \cdot 10^6 \right) \cdot \sqrt{\frac{2 \cdot (180^2 - 3,14 \cdot 60^2)}{3,14 \cdot 60 \cdot 160}} = 54 \cdot 10^6 \text{ Па.}$$

Напруження на цілик:

$$\sigma_\sigma = \frac{2600 \cdot 720 \cdot 180^2 - 3,14 \cdot 60^2 \cdot 1100 \cdot 720}{180^2 - 3,14 \cdot 60^2} + 2500 \cdot 160 = 35,3 \cdot 10^6 \text{ Па.}$$

Коефіцієнт міцності: $\psi = 54,9/35,3 = 1,6$.

3. Визначаємо ширину ослабленої зони:

$$d = 180 - 2 \cdot 60 = 60 \text{ м.}$$

$$\tau = \frac{1}{(1+1)^2} = 0,25.$$

$$e = 60 \left\{ 1 + \frac{3 \left[2,7 \left(\frac{2600 \cdot 800 \cdot 1,1 \cdot \left(1 + \frac{0,25}{2} \right) - 0,88 \cdot 10^6}{0,45 \cdot 10^6} - 1 \right) - 1 \right]}{60} - 1 \right\} = 18,89 \text{ м.}$$

Перевірка: $60 \text{ м} > 2 \times 18,89 \text{ м}$.

4. Потужність:

$$H_n = \frac{2600 \cdot 1,6 \cdot (2 \cdot 60)^2}{2 \cdot 1 \cdot 10^6} + \sqrt{\left(\frac{2600 \cdot 1,6 \cdot (2 \cdot 60)^2}{2 \cdot 1 \cdot 10^6} \right)^2 - \frac{2500 \cdot 1,6 \cdot 130 \cdot (2 \cdot 60)^2}{1 \cdot 10^6}} = 117 \text{ М.}$$

5. Максимальна потужність нецільових породних прошарків:

$$H_n = \frac{(2500 - 1100) \cdot 60^2}{6 \cdot 90000} = 9,33 \text{ М.}$$

6. Зображуємо технологічну схему підземного видобування розсолу з двох зближених камер відповідно до наших розрахунків

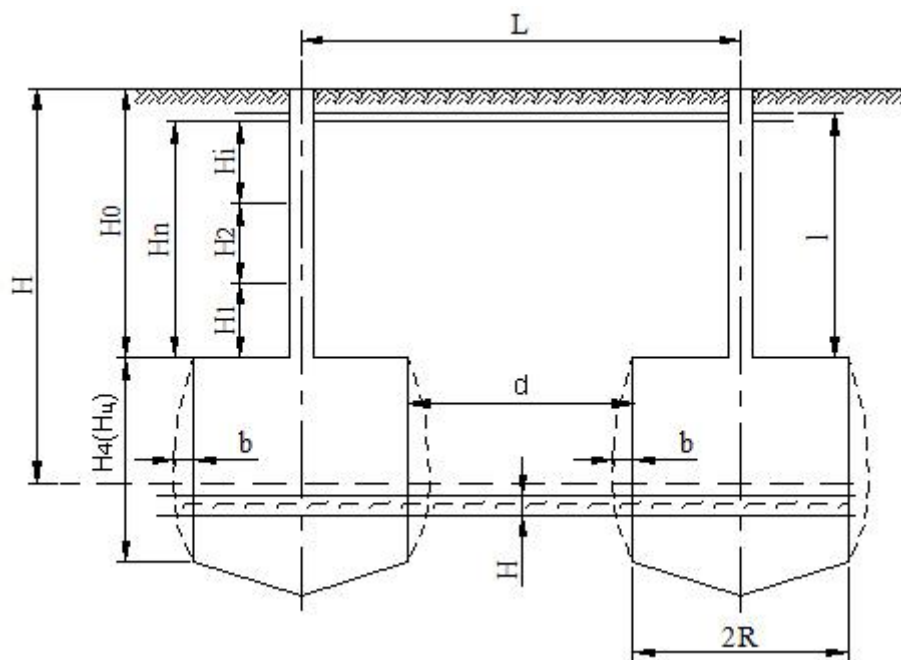


Рис. 3.2. Технологічна схема підземного видобування розсолу з двох зближених камер

Висновок по розрахунку: для заданих умов сітка свердловин прийнята $180 \times 180 \text{ м}$; радіус камери 60 м ; ширина цілика 60 м ; коефіцієнт запасу $1,6$; потужність сольових порід над камерою 117 м ; нецільових прошарків – $9,33 \text{ м}$.

Контрольні питання

1. В яких випадках використовують камерне і суцільне розчинення пластів?
2. Як визначається коефіцієнт запасу міцності соляних камер?
3. Назвіть основні параметри що характеризують систему розробки.

Таблиця 3.1

Вихідні дані для розрахунку основних параметрів, що характеризують систему розробки соляних родовищ методом підземного розчинення

№ варіанта	H , м	H_{cp} , м	L , м	γ , кг/м ³	γ_1 , кг/м ³	γ_p , кг/м ³	$\sigma_{зз,mp}$, МПа	σ_{mp} , МПа	σ , МПа	σ_p , МПа	ρ , град	H_1 , м	H_2 , м	$tg\beta$	μ
0	800	160	130	2600	2500	1100	2,10	1,000	2,00	0,090	30	15	15	0,50	2,0
1	800	160	130	2600	2500	1100	2,10	1,000	2,00	0,090	30	15	15	0,50	2,0
2	920	110	220	2650	2500	1350	2,12	1,020	1,75	0,090	32	13	14	0,54	1,9
3	850	165	215	2800	2500	1550	2,06	0,970	1,78	0,097	35	10	12	0,51	1,6
4	970	210	180	2650	2300	1200	2,30	0,910	1,72	0,090	32	18	13	0,39	1,8
5	970	210	180	2650	2300	1200	2,30	0,910	1,72	0,090	32	18	13	0,39	1,8
6	1145	190	190	2800	2600	1300	2,05	0,950	1,7	0,100	35	10	11	0,50	1,9
7	1320	235	198	2850	2500	1350	2,26	0,108	2,41	0,141	31	22	19	0,48	2,0
8	800	160	130	2600	2500	1100	2,10	1,000	2,00	0,090	30	15	15	0,50	2,0
9	920	110	220	2650	2500	1350	2,12	1,020	1,75	0,090	32	13	14	0,54	1,9
10	850	165	215	2800	2500	1550	2,06	0,970	1,78	0,097	35	10	12	0,51	1,6
11	970	210	180	2650	2300	1200	2,10	1,000	2,00	0,090	32	18	13	0,39	1,8
12	970	210	180	2650	2300	1200	2,12	1,020	1,75	0,090	32	18	13	0,39	1,8
13	1145	190	190	2800	2600	1300	2,06	0,970	1,78	0,097	35	10	11	0,50	1,9
14	1320	235	198	2850	2500	1350	2,30	0,910	1,72	0,090	31	22	19	0,48	2,0
15	800	160	130	2600	2500	1100	2,3	0,910	1,72	0,090	30	15	15	0,50	2,0
16	920	110	220	2650	2500	1350	2,05	0,950	1,70	0,100	32	13	14	0,54	1,9
17	850	165	215	2800	2500	1550	2,26	0,108	2,41	0,141	35	10	12	0,51	1,6
18	970	210	180	2650	2300	1200	2,10	1,000	2,00	0,090	32	18	13	0,39	1,8
19	970	210	180	2650	2300	1200	2,12	1,020	1,75	0,090	32	18	13	0,39	1,8
20	1145	190	190	2800	2600	1300	2,06	0,970	1,78	0,097	35	10	11	0,50	1,9
21	1320	235	198	2850	2500	1350	2,10	1,000	2,00	0,090	31	22	19	0,48	2,0
22	800	160	130	2600	2500	1100	2,12	1,020	1,75	0,090	30	15	15	0,50	2,0
23	920	110	220	2650	2500	1350	2,06	0,970	1,78	0,097	32	13	14	0,54	1,9
24	850	165	215	2800	2500	1550	2,30	0,910	1,72	0,090	35	10	12	0,51	1,6
25	970	210	180	2650	2300	1200	2,30	0,910	1,72	0,090	32	18	13	0,39	1,8
26	970	210	180	2650	2300	1200	2,05	0,950	1,70	0,100	32	18	13	0,39	1,8
27	1145	190	190	2800	2600	1300	2,26	0,108	2,41	0,141	35	10	11	0,50	1,9
28	1320	235	198	2850	2500	1350	2,10	1,000	2,00	0,090	31	22	19	0,48	2,0
29	920	110	220	2650	2500	1350	2,12	1,020	1,75	0,090	32	13	14	0,54	1,9
30	850	165	215	2800	2500	1550	2,06	0,970	1,78	0,097	35	10	12	0,51	1,6

Оцінювання практичних занять

Подаються критерії оцінювання у вигляді переліку припущених недоліків, що знижують оцінку якості виконання цього практичного завдання.

Об'єктивна оцінка результатів розв'язання задач можлива (як і будь-яке інше вимірювання) лише при їх зіставленні з еталонами – зразками правильних та повних рішень (відповідей).

Оцінювання результатів практичних занять здійснюється за 100-бальною шкалою наступним чином:

1 питання (загалом по роботі) – 30 балів;

2 питання (загалом по роботі) – 30 балів;

3 питання (з розрахунків) – 40 балів.

Критеріями визначення оцінок приймаються:

«Відмінно» – понад 90 балів;

«Добре» – 75 – 90 балів;

«Задовільно» – 60 – 74 балів;

«Незадовільно» – до 60 балів.

При остаточній оцінці результатів виконання завдання необхідно врахувати здатність студента:

- диференціювати, інтегрувати й уніфікувати знання;
- застосовувати правила, методи, принципи, закони у конкретних ситуаціях;
- інтерпретувати схеми, графіки, діаграми;
- аналізувати й оцінювати факти, події та прогнозувати очікувані результати від прийнятих рішень;
- викладати матеріал на папері логічно, послідовно, з дотриманням вимог чинних стандартів.

Практична робота №4

Тема: Визначення параметрів технології підземного розчинення солі на підготовчому етапі

Мета роботи – навчитися визначати параметри розмиву камер при двоетапній роботі свердловин з видобутку солі.

Поставлена мета досягається послідовним вирішенням **наступних завдань:**

1) визначити кількість ступенів розмиву;

2) визначити запаси кам'яної солі придатної для розмиву;

3) розраховувати технологічні параметри підготовчого розмиву.

Хід роботи

Технологія підземного розчинення солі із ступінчатим (пошаровим) розмиванням камер складає два етапи роботи свердловин з видобутку солі: підготовчий розмив і експлуатаційний розмив.

Підготовча виробка розмивається біля підшови соляного пласта для створення початкової поверхні розчинення солі, що має звичайно незначну висоту і діаметр на 15-20 % менше експлуатаційного (рис. 4.1).

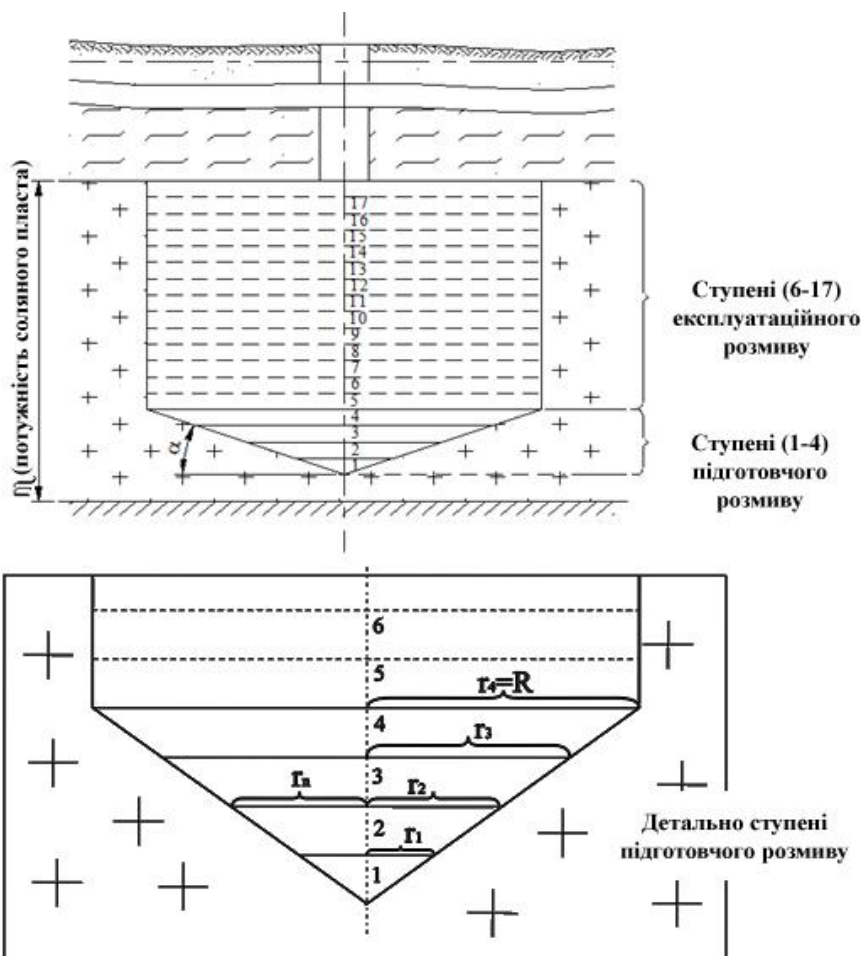


Рис. 4.1 Схема ступінчатого розчинення солі

Висота підготовчої виробки чи ступеня визначається виходячи із вмісту нерозчинних включень (f – у відсотках) в солі і досягається відповідним рознесенням башмаків (торців) водоподавальної та розсілопідйомної колон труб. Висота ступеня визначається за формулою:

$$h_g = (0,02 - 0,04) \cdot R \cdot f, \text{ м}, \quad (4.1)$$

де R – радіус підготовчої виробки (ступеня), м; f – вміст нерозчинних включень, %.

Розмив підготовчої виробки відбувається у декілька ступенів з кутом нахилу α стінок підшови камери (рис. 4.1).

Кількість ступенів розмиву визначається із табл. 4.1 залежно від величини радіуса підготовчої виробки і вмісту нерозчинних домішок у солі.

Тривалість підготовчого розмиву визначається із співвідношення:

$$t = K_a \cdot \frac{R}{V}, \text{ діб}, \quad (4.2)$$

де K_a – коефіцієнт асиметрії розвитку ступеня ($K_a = 0,5 - 0,7$); V – радіальна швидкість розчинення кам'яної солі, м/добу.

Значення середньої радіальної швидкості розчинення солі, що змінюється залежно від радіусу камери при температурі розчинення 15 – 20⁰С визначається, з формули:

$$V = 0,25 - 0,68 \cdot 10^{-2} \cdot R + 0,6 \cdot 10^{-4} \cdot R^2, \text{ м}^3/\text{доб.} \quad (4.3)$$

Таблиця 4.1

Визначення кількості ступенів розмиву

Радіус вруб, м	Вміст нерозчинних включень, %																	
	До 5			10			15			20			25			30		
	n	h_1	h_n	n	h_1	h_n	n	h_1	h_n	n	h_1	h_n	n	h_1	h_n	n	h_1	h_n
20	1	3	-	1	3	-	2	3	1,0	2	4	2	3	5	2,5	3	5	4
30	2	3	1	2	3	1	3	3	1,0	3	4	2	4	5	3,0	4	5	4
40	3	3	1	3	4	1	3	4	1,5	4	4	2	6	5	3,0	6	5	4
50	4	3	1	4	4	1	4	4	1,5	5	4	3	6	5	4,0	7	5	4
> 50	5	3	1	5	5	1	5	5	2,0	6	4	3	7	5	4,0	8	5	4

Примітка: n – кількість ступенів розмиву; h_1 – висота першого ступеня, м; h_n – висота кожного наступного ступеня.

Значення радіальної швидкості прийняті для умов розмиву підготовчої виробки з продуктивністю свердловини 10 – 15 м³/год на перших ступенях і 30 – 40 м³/год на завершальних.

Продуктивність видобувної свердловини з солі для першого ступеня визначається за формулою:

$$q_n = 0,05 \cdot R \cdot (2,2\sqrt{R} + H \cdot (1 - 0,01 \cdot H)), \text{ м}^3/\text{ГОД}, \quad (4.4)$$

Продуктивність видобувних свердловин з солі для наступних ступенів визначається за формулою:

$$q_n = 0,05 \cdot r_n \cdot (2,2\sqrt{r_n} + h_n \cdot (1 - 0,01 \cdot h_n)), \text{ м}^3/\text{ГОД}, \quad (4.5)$$

де H – висота камери, м (на першому ступені $H=h_1$).

При розрахунку об'єму підготовчої виробки її форма приймається для першого ступеня у вигляді конуса за формулою:

$$W_1 = \frac{1}{3} \cdot \pi \cdot R^2 \cdot h, \text{ м}^3, \quad (4.6)$$

для наступних ступенів – у вигляді усіченого конуса за формулою:

$$W_c = \frac{1}{3} \cdot \pi \cdot (R^2 + r \cdot R + r^2) \cdot h_n, \text{ м}^3, \quad (4.7)$$

де r – радіус камери у початковій стадії відпрацювання, м; R – радіус камери на завершальній стадії відпрацювання ступеня, м.

Запаси кам'яної солі в об'ємі підготовчої виробки визначаються для кожного етапу:

$$Z_{\text{бал}} = W \cdot \gamma \cdot (1 - f), \text{ т}, \quad (4.8)$$

де γ – щільність кам'яної солі, т/м³.

Промислові запаси кам'яної солі, що видобуваються з об'єму підготовчої виробки, визначаються для кожного етапу:

$$Z_{\text{пром}} = Z_{\text{бал}} \cdot c, \text{ т}, \quad (4.9)$$

де c – коефіцієнт видобутку солі, що враховує неповне видобування запасів за рахунок заповнення об'єму камери розсолон ($c = 0,75 - 0,9$).

Концентрація одержаного розсолу:

$$K = \frac{Z_{\text{бал}}}{24 \cdot t \cdot q} \quad (4.10)$$

Графічне зображення схеми ступінчатого розчинення солі відповідно до варіанта.

Приклад рішення

Радіус камери розчинення в завершальній стадії підготовчого розмиву складає $R = 50$ м; вміст нерозчинних включень в солі $f = 4\%$; щільність кам'яної солі $\gamma = 2,12$ т/м³. Визначити параметри розмиву камер при двоетапній роботі свердловин з видобутку солі.

З табл. 4.1 визначаємо кількість ступенів підготовчого розмиву $n = 4$ і висоту ступенів $h_1 = 3$ м; $h_2 = h_3 = h_4 = 1$ м. З урахуванням кута нахилу α (рис. 4.1) кінцеві радіуси камер на кожному ступені складає $R_1=26$ м; $R_2=35$ м; $R_3=42$ м; $R_4=50$ м.

Визначаємо продуктивність свердловини на першому ступені підготовчого розмиву:

$$q_1 = 0,05 \cdot 26 \cdot [2,2\sqrt{26} + 3 \cdot (1 - 0,03)] = 18 \text{ м}^3/\text{год.}$$

Тривалість підготовчого розмиву першого ступеня:

$$t_1 = 0,6 \cdot \frac{26}{0,11} = 142 \text{ доби.}$$

Об'єм першого ступеня:

$$W_1 = \frac{1}{3} \cdot 3,14 \cdot 26^2 \cdot 3 \approx 2100 \text{ м}^3.$$

Запаси кам'яної солі в об'ємі камери першого ступеня і запаси, що видобуваються:

$$Z_{\text{бал}} = 2,12(1-0,04) \cdot 2100 \approx 4300 \text{ т; } Z_{\text{пром}} = 4300 \cdot 0,85 \approx 3650 \text{ т.}$$

Концентрація одержаного розсолу:

$$K_1 = \frac{4300}{24 \cdot 142 \cdot 18} \approx 0,07 \text{ т/м}^3.$$

Аналогічним чином визначаються технологічні параметри підготовчого розмиву на наступних ступенях. Результати розрахунків зводяться в табл. 4.2.

Таблиця 4.2

Технологічні параметри підготовчого розмиву

Порядковий номер ступеня, n	Висота ступеня h , м	Радіус ступеня (кінцевий) R , м	Об'єм ступеня W , тис.м ³	Запаси даного ступеня $Z_{\text{бал}}$, тис.т	Промислові запаси даного ступеня, $Z_{\text{пром}}$, тис.т	Час відпрацювання ступеня t , діб	Продуктивність свердловини, q м ³ /год	Концентрація розсолу, K т/м ³
1	3	26	2,1	4,3	3,65	142	18	0,07
2	1	35	3,0	6,0	5,1	147	20	0,10
3	1	42	4,7	9,4	8,0	180	25	0,10
4	1	50	6,7	13,5	11,5	300	35	0,06
Σ			16,5	33,2	28,25	769		

Висновок: Концентрація розсолу для кожного ступеня наводиться середня. Фактично концентрація має мінімальне значення на початку відпрацювання ступеня і максимальне на етапі, що завершується.

Таблиця 4.3

Вихідні дані для визначення параметрів технології підземного розчинення солі на підготовчому етапі

№ варіанта	R , м	f , %	H_y , м
0	45	5	35
1	45	5	35
2	51	8	45
3	52	10	50
4	53	15	90
5	54	12	120
6	55	20	145
7	56	30	131
8	57	28	109
9	58	19	85
10	59	25	52
11	60	29	64
12	61	27	70
13	62	26	75
14	63	30	81
15	64	30	89
16	65	4	125
17	66	10	210
18	67	11	200
19	68	13	250
20	69	14	300
21	70	15	285
22	69	16	275
23	68	17	265
24	67	18	255
25	66	19	245
26	65	22	235
27	64	23	225
28	63	24	215
29	62	25	205
30	61	26	195

Контрольні питання

1. З яких етапів складається технологія підземного розчинення солі?
2. Які радіальні швидкості для умов розмиву підготовчої виробки?
3. Як розраховується концентрація розсолу?

Оцінювання практичних занять

Подаються критерії оцінювання у вигляді переліку припущених недоліків, що знижують оцінку якості виконання цього практичного завдання.

Об'єктивна оцінка результатів розв'язання задач можлива (як і будь-яке інше вимірювання) лише при їх зіставленні з еталонами – зразками правильних та повних рішень (відповідей).

Оцінювання результатів практичних занять здійснюється за 100-бальною шкалою наступним чином:

1 питання (загалом по роботі) – 30 балів;

2 питання (по рисунку) – 30 балів;

3 питання (з розрахунків) – 40 балів.

Критеріями визначення оцінок приймаються:

«Відмінно» – понад 90 балів;

«Добре» – 75 – 90 балів;

«Задовільно» – 60 – 74 балів;

«Незадовільно» – до 60 балів.

При остаточній оцінці результатів виконання завдання необхідно врахувати здатність студента:

- диференціювати, інтегрувати й уніфікувати знання;
- застосовувати правила, методи, принципи, закони у конкретних ситуаціях;
- інтерпретувати схеми, графіки, діаграми;
- аналізувати й оцінювати факти, події та прогнозувати очікувані результати від прийнятих рішень;
- викладати матеріал на папері логічно, послідовно, з дотриманням вимог чинних стандартів.

Практична робота №5

Тема: Розрахунок параметрів технології підземного вилуговування

Мета роботи – вивчення методики розрахунку основних параметрів підземного вилуговування.

Поставлена мета досягається послідовним вирішенням **наступних завдань:**

- 1) визначити схеми розміщення експлуатаційних свердловин при підземному вилуговуванні;
- 2) розрахувати дебіти свердловин і їх кількість;
- 3) розрахувати витрати розчинника при підземному вилуговуванні.

Хід роботи

Для вилуговування звичайно використовуються водяні розчини мінеральних речовин кислот, солей карбонатів, лужних металів.

Кислотний спосіб дає більш високе витягнення, але відрізняється меншою, ніж у карбонатного способу селективністю.

Процес вилуговування в надрах зводиться до переведення мінералів із твердої фази в рідку за рахунок їх взаємодії з хімічним реагентом.

Збільшення концентрації кислоти при вилуговуванні підвищує швидкість розчинення уранових мінералів і зменшує період насичення шару хімічним розчинником, підвищуючи в той же час його витрати на реакцію з породою.

До основних геотехнологічних показників відносяться:

- концентрація металу в продуктивних розчинах;
- сумарний дебіт свердловини;
- дебіт відкачної свердловини;
- кількість одночасно працюючих свердловин;
- тривалість відпрацьовування блоків, рядів, осередків;
- час появи продуктивних розчинів у відкачних свердловинах;
- витрати і концентрація розчинника й окислювача;
- розміри підвищення і зниження рівня в робочих свердловинах.

Розрахунок основних параметрів вилуговування ведеться в наступній послідовності:

1. Складається розрахункова схема (рис. 5.1), для якої виділяються 2 – 5 проникних літологічних різниці порід і руд, що беруть участь в процесі підземного вилуговування, визначається їх потужність M , коефіцієнти фільтрації K і вміст металу C .

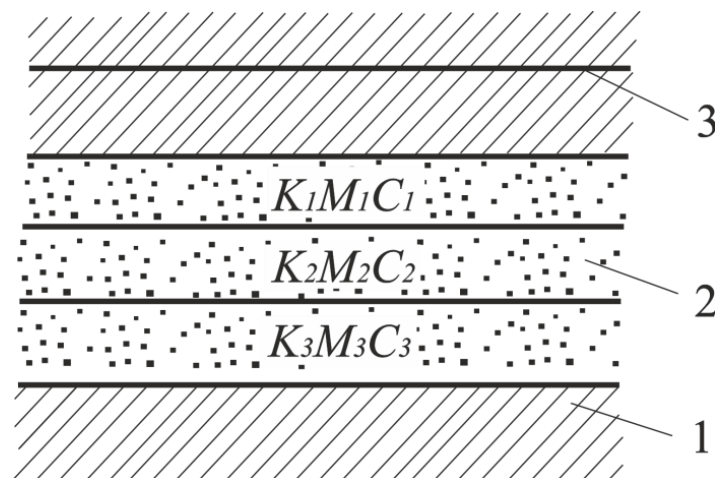


Рис. 5.1. Схематичний геологічний розріз: 1 – водотривкі породи; 2 – проникні породи, 3 – п'езометричний рівень; K_1, K_2, K_3 – коефіцієнти фільтрації літологічних фільтраційних різниць; M_1, M_2, M_3 – потужності пластів; C_1, C_2, C_3 – вміст корисного компонента.

2. При експлуатації родовищ підземного вилуговування металів з руд найбільшого поширення набули лінійні та комірчасті системи розміщення технологічних свердловин (можливі змішані варіанти).

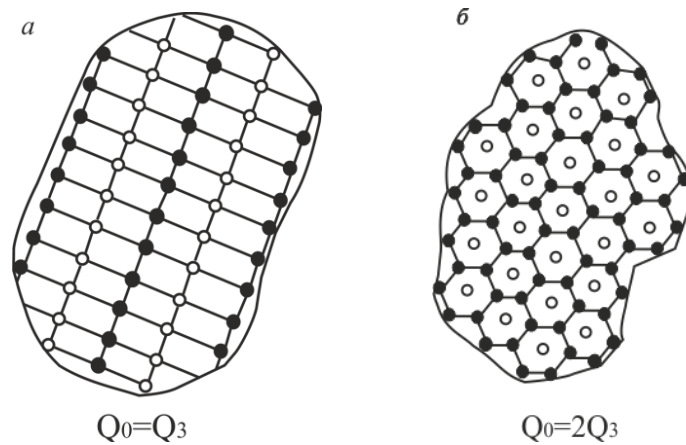


Рис. 5.2. Схеми розміщення експлуатаційних свердловин при підземному вилуговуванні: ● – закачувальних свердловин; ○ – відкачних; заштрихована частина – контур вилуговування, а – лінійна схема, б – комірчаста схема

При стрічкоподібній будові рудного покладу з шириною менше 50 м найчастіше застосовується один ряд, що складається закачувальних і відкачних свердловин, які чергуються, розміщених на її центральній осі. Кількість відкачувальних і закачувальних свердловин в цьому випадку однакова $Q = Q_3$. У разі якщо поклад має ширину від 50 до 100 м, зазвичай використовується трирядна система з розташуванням закачувальних рядів по периферії рудного тіла. Кількість закачувальних свердловин тут в 2 рази більше ніж відкачувальних, і співвідношення дебітів $Q_0 = 2Q_3$.

3. Дебіт відкачувальної свердловини (рис. 5.2,а) за умови одночасної роботи декількох (не менше трьох) рядів свердловин, може бути з достатньою точністю визначено за формулою усталеного руху А.І. Чарного:

$$Q = \frac{6,28 \cdot K \cdot M \cdot S}{2,31 \cdot g \cdot \left[\frac{0,5 \cdot \sigma}{\pi \cdot r_0} \right] + 1,57 \cdot L / \sigma}, \quad \text{м}^3/\text{доб}, \quad (5.1)$$

де K – коефіцієнт фільтрації порід водоносного горизонту, отриманий за даними дослідних відкачок з урахуванням його зміни в процесі вилуговування (за даними лабораторних досліджень), $\text{м}^3/\text{добу}$; M – потужність проникної частини водоносного горизонту, м; S – пониження рівня води, рахуючи від статичного (природного) її положення, м; L і σ – відстань відповідно між рядами свердловин і свердловинами в ряду, м; r_0 – радіус свердловини, м.

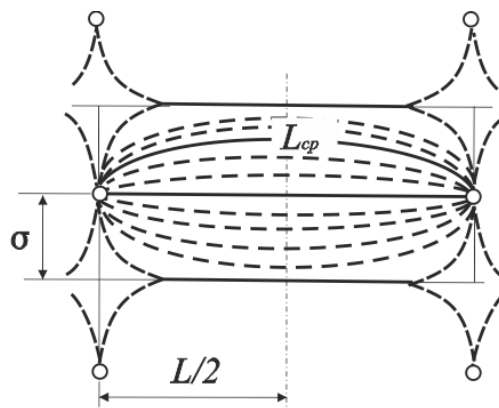


Рис 5.3. Розрахункова схема дебіту свердловини для прямокутної сітки розміщення свердловин

4. При досить великих розмірах полігону кількість закачувальних свердловин перевищує кількість відкачувальних у два рази (рис. 5.2б). Дебіт однієї відкачувальної свердловини Q_0 шестикутної сітки може бути визначений за формулою:

$$Q_0 = 2Q_3 = \frac{2 \cdot \pi \cdot K \cdot M \cdot S}{l \cdot n} \cdot \left(0,8 \frac{a}{r_c}\right), \text{ м}^3/\text{добу}, \quad (5.2)$$

де Q_3 – дебіт свердловини закачувальної, $\text{м}^3/\text{добу}$; K – коефіцієнт фільтрації, $\text{м}^3/\text{добу}$; M – потужність водоносного горизонту, м ; S – пониження рівня підземних вод, м ; a – відстань між свердловинами, м ; r_c – радіус свердловини, м .

5. Тривалість відпрацювання площі, що припадає на одну відкачувальну свердловину:

$$t = \frac{f \cdot M \cdot \gamma \cdot F_0}{d \cdot q}, \text{ год}, \quad (5.3)$$

де F_0 – площа відпрацювання, що припадає на одну відкачувальну свердловину, м^2 ;

6. Час появи продуктивних розчинів у відкачувальних свердловинах:

$$t_H = \frac{M \cdot n \cdot l \cdot b}{Q_0}, \text{ год}, \quad (5.4)$$

де n – ефективна пористість; l – середня відстань між відкачувальними і закачувальними свердловинами, м .

7. Концентрація металу в продуктивних розчинах:

$$C_{cp} = \frac{E \cdot P \cdot d}{f \cdot M \cdot \gamma \cdot F}, \text{ частки од.} \quad (5.5)$$

де E – коефіцієнт добування металу; P – запаси металу на площі, що відпрацюється, т ; d – щільність продуктивного розчину, $\text{т}/\text{м}^3$; f – відношення маси розчину, що вилуговується до маси руди; M – середня потужність порід, що обробляється вилугувальними розчином, м ; γ – об'ємна маса руди, $\text{т}/\text{м}^3$; F – площа, що відпрацюється, м^2 .

8. Сумарний дебіт відкачувальних свердловин при експлуатації:

$$Q_e = \frac{M_e}{C_{cp} T}, \text{ м}^3/\text{добу}, \quad (5.6)$$

де M_e – проектна річна продуктивність підприємства по металу, т ; T – розрахункова кількість робочих днів протягом року, діб.

9. Кількість одночасно працюючих відкачувальних свердловин.

$$N = \frac{Q_e}{Q_0}, \text{ шт.} \quad (5.7)$$

10. Сумарний дебіт непродуктивних розчинів:

$$Q_H = \frac{Q_e t_H}{t_0} \text{ м}^3/\text{добу}. \quad (5.8)$$

11. Уточнене значення середньої концентрації металу в розчині при відводі непродуктивних розчинів окремим трубопроводом:

$$C = \frac{Q_e \cdot C_{cp}}{(Q_e - Q_H)}, \text{ частки од.} \quad (5.9)$$

12. Витрати розчинника на хімічні реакції з гірничорудною масою і на заповнення продуктивного горизонту:

$$P_p = \frac{E \cdot P}{M_c} \cdot (Q_e - Q_H) \cdot (C_p + C_k) \cdot T, \text{ т,} \quad (5.10)$$

де C_p – задана концентрація розчинника в розчині, що вилуговується; C_k – концентрація розчинника в розчині, який витягається.

Приклад рішення

Визначити середню концентрацію металу в розчині та витрати розчинника для наступних умов: потужність $m = 6$ м, коефіцієнт фільтрації $K = 4$ м/доб і вміст металу $C = 0,001$, пониження рівня води, рахуючи від статичного (природного) її положення, $S = 2$ м; відстань відповідно між рядами свердловин $L = 10$ і свердловинами в ряду $\sigma = 10$ м і; радіус свердловини, $r_0 = 0,08$ м, коефіцієнт витягу металу $E = 0,6$; запаси металу на площі, що відпрацьовується, $P = 1500$ т; щільність продуктивного розчину $d = 1,2$ т/м³; відношення маси вилуговуваного розчину до маси руди $f = 0,5$; середня потужність порід, що проробляються розчином $M = 6$ м; щільність руди $\gamma = 2,8$ т/м³; площа, що відпрацьовується, $F = 160\,000$ м²; проектна річна потужність підприємства по металу $M_e = 200$ т; розрахункова кількість робочих днів на рік $T = 300$ діб; середня ширина потоків розчинів $b = 5$ м; швидкість фільтрації $V = 4$ м/добу; площа відпрацьовування, що падає на одну свердловину $F_0 = 100$ м², ефективна пористість $n = 0,4$; відстань між відкачувальними і закачувальними свердловинами $l = 10$ м; концентрація розчинника в розчині, що вилуговується $C_p = 0,005$; концентрація розчинника в розчині, що витягається, $C_k = 0,002$.

1. Дебіт відкачувальної свердловини:

$$Q = \frac{6,28 K \cdot m \cdot S}{2,31g \cdot \left[\frac{0,5\sigma}{\pi r_0} \right] + 1,57L/\sigma} = \frac{6,28 \cdot 4 \cdot 6 \cdot 2}{2,31 \cdot 9,8 \cdot \left[\frac{0,5 \cdot 10}{3,14 \cdot 0,08} \right] + 1,57 \cdot 10/10} = 667 \text{ м}^3/\text{доб.}$$

2. Тривалість відпрацьовування площі, що падає на одну відкачувальну свердловину:

$$t = \frac{f \cdot M \cdot \gamma \cdot F_0}{d \cdot q} = 5,83 \text{ год.}$$

3. Час появи продуктивних розчинів у відкачних свердловинах:

$$t_H = \frac{M \cdot n \cdot l \cdot b}{Q_0} = 1 \text{ год.}$$

4. Концентрація металу в продуктивних розчинах:

$$C_{cp} = \frac{E \cdot P \cdot d}{f \cdot M \cdot \gamma \cdot F} = 8,14 \cdot 10^{-4} \text{ частки од.}$$

5. Сумарний дебіт відкачувальних свердловин при експлуатації:

$$Q_e = \frac{M_e}{C_{cp} \cdot T} = 829 \text{ м}^3/\text{добу}.$$

6. Кількість одночасно працюючих відкачувальних свердловин:

$$N = \frac{Q_e}{Q_0} = \frac{829}{667} = 1,2 \approx 2 \text{ шт.}$$

7. Сумарний дебіт непродуктивних розчинів:

$$Q_H = \frac{Q_e \cdot t_H}{t_0} = 142 \text{ м}^3/\text{добу}.$$

8. Уточнене значення середньої концентрації металу в розчині при відводі непродуктивних розчинів окремим трубопроводом:

$$C = \frac{Q_e \cdot C_{cp}}{(Q_e - Q_H)} = 9,7 \cdot 10^{-4} \text{ частки од.}$$

9. Витрати розчинника на хімічні реакції з гірничорудною масою і на заповнення продуктивного горизонту:

$$P_p = \frac{E \cdot P}{M_c} \cdot (Q_e - Q_H) \cdot (C_p + C_k) \cdot T = 2,78 \cdot 10^3 \text{ кг.}$$

10. Концентрація металу в продуктивних розчинах:

$$C_{cp} = \frac{E \cdot P \cdot d}{f \cdot \gamma \cdot M \cdot F} = 8,14 \cdot 10^{-4} \text{ частки од.}$$

Контрольні питання

1. У чому полягає зміст підземного вилуговування?
2. Чому не виправдане підвищення концентрації кислоти для вилуговування?
3. Поясніть характер залежності концентрації від співвідношення Ж:Т в процесі.

Оцінювання практичних занять

Подаються критерії оцінювання у вигляді переліку припущених недоліків, що знижують оцінку якості виконання цього практичного завдання.

Об'єктивна оцінка результатів розв'язання задач можлива (як і будь-яке інше вимірювання) лише при їх зіставленні з еталонами – зразками правильних та повних рішень (відповідей).

Оцінювання результатів практичних занять здійснюється за 100 бальною шкалою наступним чином:

- 1 питання (загалом по роботі) – 30 балів;
- 2 питання (з розрахунків) – 30 балів;
- 3 питання (з розрахунків) – 40 балів.

Критеріями визначення оцінок приймаються:

- «Відмінно» – понад 90 балів;
- «Добре» – 75 – 90 балів;
- «Задовільно» – 60 – 74 балів;
- «Незадовільно» – до 60 балів.

При остаточній оцінці результатів виконання завдання необхідно враховувати здатність студента:

- диференціювати, інтегрувати й уніфікувати знання;
- застосовувати правила, методи, принципи, закони у конкретних ситуаціях;
- інтерпретувати схеми, графіки, діаграми;
- аналізувати й оцінювати факти, події та прогнозувати очікувані результати від прийнятих рішень;
- викладати матеріал на папері логічно, послідовно, з дотриманням вимог чинних стандартів.

Таблиця 5.1

Вихідні дані для розрахунку технології підземного вилуговування

№ варіанта	P , т	f , м ²	M_c , т	V , м/доб	F_o , м ²	C_p
0	1500	50000	50	2	100	0,003
1	1500	50000	50	2	100	0,003
2	2000	75000	100	4	125	0,004
3	2500	100000	150	6	150	0,005
4	2000	125000	200	8	175	0,006
5	1500	150000	250	6	200	0,007
6	1000	175000	100	4	175	0,006
7	500	200000	50	2	150	0,005
8	1000	225000	100	2	125	0,004
9	1500	250000	150	4	100	0,004
10	2000	275000	200	6	75	0,005
11	1500	50000	50	2	100	0,003
12	2000	75000	100	4	125	0,004
13	2500	100000	150	6	150	0,005
14	2000	125000	200	8	175	0,006
15	1500	150000	250	6	200	0,007
16	1000	175000	100	4	175	0,006
17	500	200000	50	2	150	0,005
18	1000	225000	100	2	125	0,004
19	1500	250000	150	4	100	0,004
20	2000	275000	200	6	75	0,005
21	1500	50000	50	2	100	0,003
22	2000	75000	100	4	125	0,004
23	2500	100000	150	6	150	0,005
24	2000	125000	200	8	175	0,006
25	1500	150000	250	6	200	0,007
26	1000	175000	100	4	175	0,006
27	500	200000	50	2	150	0,005
28	1000	225000	100	2	125	0,004
29	1500	250000	150	4	100	0,004
30	2000	275000	200	6	75	0,005

Практична робота №6

Тема: Вибір оптимальних технологічних параметрів свердловинного видобування корисних копалин

Мета роботи – зробити розрахунки методики оптимізації технологічних параметрів свердловинного видобування корисних копалин

Поставлена мета досягається послідовним вирішенням **наступних завдань:**

- 1) визначити оптимальні технологічні параметри свердловинного видобування корисних копалин;
- 2) навчитись розраховувати прибуток від видобутку корисних копалин.

Хід роботи

Багатоцільовий характер діяльності підприємства СГВ ускладнює процес прийняття рішення при виборі оптимальних технологічних параметрів.

Останнім часом усе частіше таким критерієм вважають сумарний прибуток.

Орієнтовно можна оцінити оптимальні параметри технології, досліджуваною залежністю:

$$P = f(R), \text{ грн/т}, \quad (6.1)$$

де P – питомий розрахунковий прибуток від видобутку корисних копалин, грн/т; R – радіус камери, м.

Оцінюючи прибуток як різницю між ціною і собівартістю, необхідно розрахувати наступні витрати:

- витрати на заробітну плату;
- амортизаційні відрахування;
- витрати на електроенергію;
- умовно-постійні витрати;
- витрати на воду.

Розрахунок ведеться в наступній послідовності:

Запаси корисних копалин, що погашаються однією свердловиною:

$$V_{\text{СКВ}} = \pi \cdot R^2 \cdot m \cdot \rho, \text{ т}, \quad (6.2)$$

де m – потужність покладу, м; ρ – щільність корисних копалин, т/м³.

Втрати корисних копалин у ціликах між камерами:

$$Q_{\text{пц}} = a \cdot m \cdot \rho - V_{\text{СВ}}, \text{ т}, \quad (6.3)$$

де a – відстань межу добувними свердловинами, м.

Сумарні втрати корисних копалин на дільниці, що відпрацьовується однією свердловиною:

$$Q = Q_{\text{пц}} + V_{\text{СВ}}(1 - \Pi_1), \quad (6.4)$$

де C_1 – коефіцієнт добування відбитих корисних копалин; орієнтовно $C_1 = 0,95$.

Тривалість відпрацьовування запасів однією свердловиною:

$$t_{\text{доб}} = \frac{V_{\text{СКВ}}}{\Pi'}, \text{ год}, \quad (6.5)$$

де Π' – технічна продуктивність добувного агрегату по робочому циклу, т/год.
Час роботи однієї свердловини:

$$t_{\text{доб}} = t_{\text{м}} + t_{\text{дем}} + t_{\text{доб}}, \quad (6.6)$$

де $t_{\text{м}}$ – час на монтаж видобувного устаткування, год; $t_{\text{дем}}$ – час на демонтаж видобувного устаткування, год.

Витрати на заробітну плату на одну свердловину:

$$C_{\text{зар}} = \frac{Z_o \cdot n \cdot t_{\text{см}}}{V_{\text{СКВ}} \cdot C_1 \cdot T_{\text{см}}}, \text{ грн}, \quad (6.7)$$

де Z_o – погодинна тарифна ставка робітника, орієнтовно $Z_o = 8,6$ грн; n – чисельність ланки, чол; орієнтовно $n = 3$ чол.; $T_{\text{см}}$ – тривалість зміни, година, приймається $T_{\text{см}} = 7$ год.

Амортизаційні відрахування на свердловину:

$$C_{\text{амс}} = \frac{C_{\text{СКВ}}}{V_{\text{СКВ}} \cdot C_1}, \text{ грн/т}, \quad (6.8)$$

де $C_{\text{СКВ}}$ – витрати на спорудження свердловини і її облаштування, грн.

Амортизаційні відрахування на видобувне устаткування на одну свердловину:

$$C_{\text{зар}} = \frac{C_{\text{д}} \cdot H_{\text{д}} \cdot t_{\text{СКВ}}}{100 \cdot t_{\text{доб}} \cdot \Pi' \cdot N_p \cdot T_{\text{доб}} \cdot T_{\text{см}}}, \text{ грн/т}, \quad (6.9)$$

де $C_{\text{д}}$ – вартість видобувного устаткування на одну свердловину, грн; $H_{\text{д}}$ – норма амортизації добувного устаткування, %; орієнтовно $H_{\text{д}} = 3,3$ %; $T_{\text{доб}}$ – кількість робочих днів на рік, $T_{\text{доб}} = 305$ діб; N_p – кількість видобувних змін на добу.

Амортизаційні відрахування на загальне устаткування:

$$C_{\text{ам.об.}} = \frac{C_{\text{об.}} \cdot H_{\text{об.}}}{100 \cdot A_{\text{год}}}, \text{ грн/т}, \quad (6.10)$$

де $C_{\text{об.}}$ – вартість загального устаткування, будинків і споруд, грн.; $H_{\text{об.}}$ – середня норма амортизації загального устаткування, будинків і споруд, %; орієнтовно $H_{\text{об.}} = 10$ %; $A_{\text{год}}$ – виробнича потужність підприємства, т/рік.

Сумарні амортизаційні відрахування:

$$C_{\text{ам}} = C_{\text{амс}} + C_{\text{амд}} + C_{\text{ам.об.}}, \text{ грн/т}, \quad (6.11)$$

Витрати на воду:

$$C_{\text{вд}} = q_{\text{в}} \cdot C_{\text{в}}, \text{ грн/т}, \quad (6.12)$$

де $q_{\text{в}}$ – питомі витрати води на видобуток, м³/т; $C_{\text{в}}$ – вартість технічної води, грн/м³; $C_{\text{в}} = 0,069$ грн/м³.

Умовно-постійні витрати, грн/т:

$$C_{\text{уп}} = (C_{\text{зар}} + C_{\text{ам}} + C_{\text{вд}} + C_{\text{ел}}) \cdot K_{\text{уп}}, \quad (6.13)$$

де $K_{\text{уп}}$ – коефіцієнт, що враховує умовно-постійні витрати; орієнтовно можна приймати $K_{\text{уп}} = 0,2$; $C_{\text{ел}}$ – питомі витрати на електроенергію, грн/т; орієнтовно

$$C_{ел} = 0,40 \text{ грн/т.}$$

Сумарна собівартість видобутої корисної копалини:

$$C_{уп} = C_{зар} + C_{ам} + C_{вд} + C_{ел} + C_{уп} + \frac{(V_{скв} \cdot Q_{пц}) \cdot C_{раз}}{V_{скв} \cdot C_1}, \text{ грн/т,} \quad (6.14)$$

де $C_{раз}$ – витрати на розвідку і підготовку запасів до відпрацьовування, грн/т.

Прибуток розраховується:

$$\Pi = (Ц - C) \cdot A_{рік}, \text{ грн/рік,} \quad (6.15)$$

де $Ц$ – ціна корисних копалин, грн/т.

Приклад рішення

Розрахувати прибуток підприємства свердловинного гідровидобування для наступних умов: потужність покладу $m = 2,0$ м; щільність корисних копалин $\rho = 1,6$ т/м³; відстань між видобувними свердловинами $a = 20$ м; радіус камери $R = 8$ м; технічна продуктивність свердловинного агрегату $\Pi' = 60$ т/год; час на монтаж добувного устаткування $t_m = 8$ год; час на демонтаж добувного устаткування $t_d = 10$ год; витрати на спорудження свердловини $C_{ск} = 800$ грн; вартість добувного устаткування однієї свердловини $C_d = 10000$ грн; вартість загального устаткування $C_{об} = 100000$ грн; виробнича потужність підприємства $A_{рік} = 200000$ т/рік; питома витрата води $q_e = 8$ м³/т; витрати на розвідку і підготовку запасів $C_{раз} = 0,5$ грн/т; розрахункова ціна $Ц = 6,5$ грн/т.

1. Запаси корисних копалин, що видобуваються, однією свердловиною:

$$V_{св} = \pi \cdot R^2 \cdot m \cdot \rho = 644 \text{ т.}$$

2. Втрати корисних копалин в ціликах між камерами:

$$Q_{пц} = a \cdot m \cdot \rho - V_{св} = 636 \text{ т.}$$

3. Сумарні втрати на дільниці, що відпрацьовується однією свердловиною:

$$Q = Q_{пц} + V_{св}(1 - C_1) = 688 \text{ т.}$$

4. Тривалість відпрацьовування запасів однією свердловиною:

$$t_{доб} = \frac{V_{св}}{\Pi'} = 10,2 \text{ год.}$$

5. Час роботи однієї свердловини:

$$t_{доб} = t_m + t_{дем} + t_{доб} = 28,2 \text{ год.}$$

6. Витрати на заробітну плату по одній свердловині:

$$C_{зар} = \frac{Z_o \cdot n \cdot t_{см}}{V_{св} \cdot C_1 \cdot T_{см}} = 0,55 \text{ грн/т.}$$

7. Амортизаційні відрахування на свердловину:

$$C_{амс} = \frac{C_{св}}{V_{св} \cdot C_1} = 1,31 \text{ грн/т.}$$

8. Амортизаційні відрахування на видобувне устаткування:

$$C_{зар} = \frac{C_d \cdot H_d \cdot t_{св}}{100 \cdot t_{доб} \cdot \Pi' \cdot N_p \cdot T_{доб} \cdot T_{см}} = 0,04 \text{ грн/т.}$$

9. Амортизаційні відрахування на загальне устаткування:

$$C_{ам.об.} = \frac{C_{об.} \cdot H_{об}}{100 \cdot A_{год}} \text{ грн/год.}$$

10. Сумарні амортизаційні відрахування:

$$C_{ам} = C_{амс} + C_{амд} + C_{ам.об.} \text{ грн/т.}$$

11. Витрати на воду:

$$C_{вд} = q_{в} \cdot C_{в} = 0,55 \text{ грн/т.}$$

12. Умовно-постійні витрати:

$$C_{уп} = (C_{зар} + C_{ам} + C_{вд} + C_{ел}) \cdot K_{уп} = 0,59 \text{ грн/т.}$$

13. Сумарна собівартість:

$$C_{уп} = C_{зар} + C_{ам} + C_{вд} + C_{ел} + C_{уп} + \frac{(V_{св} \cdot Q_{пц}) \cdot C_{раз}}{V_{св} \cdot C_1} = 4,61 \text{ грн/т.}$$

14. Розрахункова собівартість:

$$П = (Ц - С) \cdot A_{рік} = 378000 \text{ грн.}$$

Аналогічним чином проводять розрахунок для різних значень R і визначають область оптимальних значень.

Контрольні питання

1. Чому задача оптимізації параметрів технології СГД є багатокритеріальною?
2. Які види витрат враховуються в методиці розрахунку?
3. Які витрати роблять найбільший істотний вплив на собівартість?
4. Якщо при збільшенні радіуса камери зростає зольність, яким чином зміниться розрахунковий прибуток?
5. Як зміниться прибуток при збільшенні відстані між свердловинами і постійним розміром цілика?

Оцінювання практичних занять

Подаються критерії оцінювання у вигляді переліку припущених недоліків, що знижують оцінку якості виконання цього практичного завдання.

Об'єктивна оцінка результатів розв'язання задач можлива (як і будь-яке інше вимірювання) лише при їх зіставленні з еталонами – зразками правильних та повних рішень (відповідей).

Оцінювання результатів практичних занять здійснюється за 100 бальною шкалою наступним чином:

- 1 питання (загалом по роботі) – 15 балів;
- 2 питання (загалом по роботі) – 15 балів;
- 3 питання (з розрахунків) – 20 балів;
- 4 питання (з розрахунків) – 20 балів;
- 5 питання (з розрахунків) – 30 балів.

Критеріями визначення оцінок приймаються:

- «Відмінно» – понад 90;
- «Добре» – 75 – 90 балів;
- «Задовільно» – 60 – 74 балів;
- «Незадовільно» – до 60 балів.

При остаточній оцінці результатів виконання завдання необхідно враховувати здатність студента:

- диференціювати, інтегрувати й уніфікувати знання;
- застосовувати правила, методи, принципи, закони у конкретних ситуаціях;
- інтерпретувати схеми, графіки, діаграми;
- аналізувати й оцінювати факти, події та прогнозувати очікувані результати від прийнятих рішень;
- викладати матеріал на папері логічно, послідовно, з дотриманням вимог чинних стандартів.

Таблиця 6.1

Вихідні дані для вибору оптимальних технологічних параметрів свердловинного видобування корисних копалин

№ варіанта	m , м	a , м	R , м	Π' , т/год	A_{iod} , т/рік	$C_{раз}$, грн/т
0	1,0	25	10	30	100 000	0,40
1	1,0	25	10	30	100 000	0,40
2	1,5	20	8	40	150 000	0,45
3	2,0	18	7	50	200 000	0,50
4	2,5	20	8	60	250 000	0,55
5	3,0	25	10	70	300 000	0,60
6	2,5	20	9	60	350 000	0,65
7	2,0	18	7	50	400 000	0,60
8	1,5	18	6	40	350 000	0,55
9	1,0	20	9	30	300 000	0,50
10	1,5	25	10	20	250 000	0,45
11	1,0	25	10	30	100 000	0,40
12	1,5	20	8	40	150 000	0,45
13	2,0	18	7	50	200 000	0,50
14	2,5	20	8	60	250 000	0,55
15	3,0	25	10	70	300 000	0,60
16	2,5	20	9	60	350 000	0,65
17	2,0	18	7	50	400 000	0,60
18	1,5	18	6	40	350 000	0,55
19	1,0	20	9	30	300 000	0,50
20	1,5	25	10	20	250 000	0,45
21	1,0	25	10	30	100 000	0,40
22	1,5	20	8	40	150 000	0,45
23	2,0	18	7	50	200 000	0,50
24	2,5	20	8	60	250 000	0,55
25	3,0	25	10	70	300 000	0,60
26	2,5	20	9	60	350 000	0,65
27	2,0	18	7	50	400 000	0,60
28	1,5	18	6	40	350 000	0,55
29	1,0	20	9	30	300 000	0,50
30	1,5	25	10	20	250 000	0,45

Практична робота №7

Тема: Підземне виплавлення і спалення сірки

Мета роботи – зробити розрахунки технологічних параметрів підземного виплавлення і спалення сірки

Поставлена мета досягається послідовним вирішенням **наступних завдань:**

- 1) визначати коефіцієнт розкриття родовища;
- 2) розраховувати технологічні параметри підземного виплавлення сірки.

Хід роботи

Геологічний коефіцієнт розкриття характеризуємо відношенням потужності порід, що лежать вище H до потужності пласта m , взятих у середньому для якоїсь ділянки родовища (рис.7.1.):

$$K_r = \frac{H}{m}. \quad (7.1)$$

Коефіцієнт розкриття, який характеризує довжину розкривної свердловини, що припадає на 1 т запасів, що видобуваються:

$$K_d = \frac{l}{\pi \cdot R^2 \cdot m \cdot \gamma \cdot c \cdot q}, \quad (7.2)$$

де R – радіус ділянки навколо свердловини розроблюваного пласта; γ – щільність пласта; c – коефіцієнт витягнення; q – середній вміст корисних копалин.

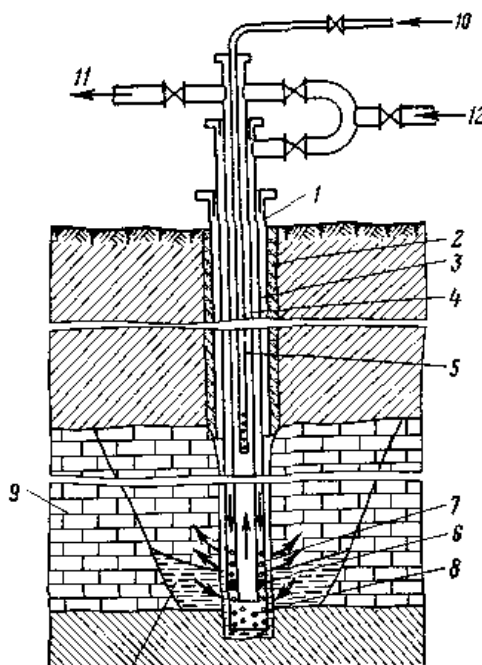


Рис. 7.1 Схема розкриття сіроносного пласта вертикальною свердловиною: 1 – обсадна колона; 2 – затрубне цементне кільце; 3, 4, 5 – водопадвальна, сірковидавальна, повітряна колони труб; 6 – розділюючий пакер; 7, 8 – повітряна і сірчана перфорація; 9 – чепцеві компенсатори.

Коефіцієнт K_d характеризує також систему розробки, бо залежно від сітки розташування свердловини змінюється радіус зони дії свердловини, а отже, і кількість корисних копалин, що витягається з однієї видобувної свердловини.

Економічний коефіцієнт розкриття дорівнює сумі усіх витрат Z на буріння, підготовку й устаткування свердловини, віднесених до вартості запасів корисних копалин C , що витягаються зі свердловини:

$$K_e = \frac{Z}{C}. \quad (7.3)$$

Розкриття родовища складається з наступних операцій; вибір місця закладення свердловин (визначається сіткою розташування свердловин); уточнення конструкції свердловин; буріння свердловин; обсадка і цементация (кріплення свердловин); обпресування свердловин; геологічні, гідрогеологічні і геофізичні дослідження свердловин; підготовка устаткування свердловин для експлуатації; оформлення документації та здача свердловин в експлуатацію.

Таким чином, поняття «система розробки» при ПВС містить у собі весь комплекс заходів, виконуваних для видобутку сірки. Інакше кажучи, під системою розробки сірчаного родовища методом ПВС розуміється визначений порядок розміщення, проведення і введення в роботу видобувних і водовідливних свердловин, ув'язаних у часі та просторі. Оптимальною системою розташування свердловин на родовищі є сітка свердловин, що забезпечує мінімальні витрати на 1 т видобутої сірки при можливо більш повному витяганні запасів розроблявального родовища.

Слід зазначити, що загальна кількість добувних свердловин N може бути визначена по кількості одночасно працюючих свердловин n , терміну служби однієї видобувної свердловини t і загальному терміну відпрацьовування родовища T :

$$N = n \cdot \frac{T}{t}. \quad (7.4)$$

Термін відпрацьовування родовища є функцією кількості одночасно працюючих свердловин і параметрів сітки їх розташування:

$$T = n \cdot \frac{S \cdot T}{2 \cdot b_1 \cdot b_2 \cdot n}, \quad (7.5)$$

де S – площа родовища; b_1, b_2 – параметри сітки розташування видобувних свердловин.

Залежно від масштабів виробництва визначається кількість свердловин, необхідних для забезпечення заданої продуктивності підприємства. Добовий видобуток A визначається за формулою:

$$A = a \cdot n, \text{ т/доб}, \quad (7.6)$$

де a – середньодобова продуктивність свердловини, т/доб; n – кількість свердловин, що знаходяться в роботі, шт.

Однак, як показує досвід роботи, годинна і навіть добова продуктивність добувних свердловин носить певною мірою випадковий характер і помітно відрізняється від середньої величини. Це вимагає збільшення кількості працюю-

ючих свердловин, а також створення резерву свердловин, постійно готових до роботи.

Кількість свердловин, необхідних для забезпечення заданого рівня видобутку, можна визначити за формулою:

$$n_1 = K \cdot \frac{A}{D} \cdot (\tau_n - \tau_p), \quad (7.7)$$

де n_1 – кількість свердловин, які стійко забезпечують заданий рівень видобутку; D – середній видобуток корисних копалин з однієї свердловини і час її існування; τ_n – час на буріння й обладнання однієї свердловини, діб; τ_p – час на відпрацьовування однієї свердловини; діб; K – коефіцієнт запасу (приймається рівним 1,15 – 1,20).

Для ілюстрації наведемо розрахунок необхідної кількості свердловин для сірчаного рудника з різними заданими рівнями видобутку: 100, 200 і 500 т/діб.

$$A_2 = 2000 \text{ т}, T_n = 20 \text{ діб} = 20 \text{ т/діб} T_p = 100 \text{ діб}.$$

Розрахувавши кількість свердловин за формулою (7.6), одержимо, що для забезпечення видобутку сірки з рівнем видобутку 100, 200 і 500 т/діб необхідно, щоб у роботі одночасно знаходилося відповідно 5, 10 і 25 свердловин.

Технологічна схема рудника ПВС наведена на рис. 7.2.

Розрахунки виконані за формулою (7.7), показують, що для стійкого забезпечення заданого рівня видобутку необхідно, щоб у роботі було відповідно 6, 12 і 13 свердловин.

Вода для виробничих потреб попадає в нагрівачі, які являють собою прямоточні водогрійні котли, або парові котли з бойлерами. Гарячу воду з температурою 160 – 166°C через контрольно-розподільні станції (КРС) під тиском 1,0 – 1,2 МПа подають по міжтрубному простору.

Для спрощеної попередньої оцінки показників процесу ПВС пропонується порядок розрахунку, заснований на обчисленні середніх значень параметрів залежно від гірничо-геологічних і економічних умов.

Витрата теплоносія Q_t оцінюється за матеріалами гідрогеологічного вивчення чи нагнітанням води в свердловини на стадії експлуатаційної розвідки і з урахуванням системи розробки.

Технологічний коефіцієнт витягання η_t визначається як відношення найбільшої можливої кількості витягнутої сірки до її загальних запасів у зоні плавлення.

$$\eta_t = a \cdot \sigma + b, \quad (7.8)$$

де σ – вміст сірки; a і b – емпіричні коефіцієнти, обумовлені структурно-текстурним типом сірчанних руд (табл. 7.1).

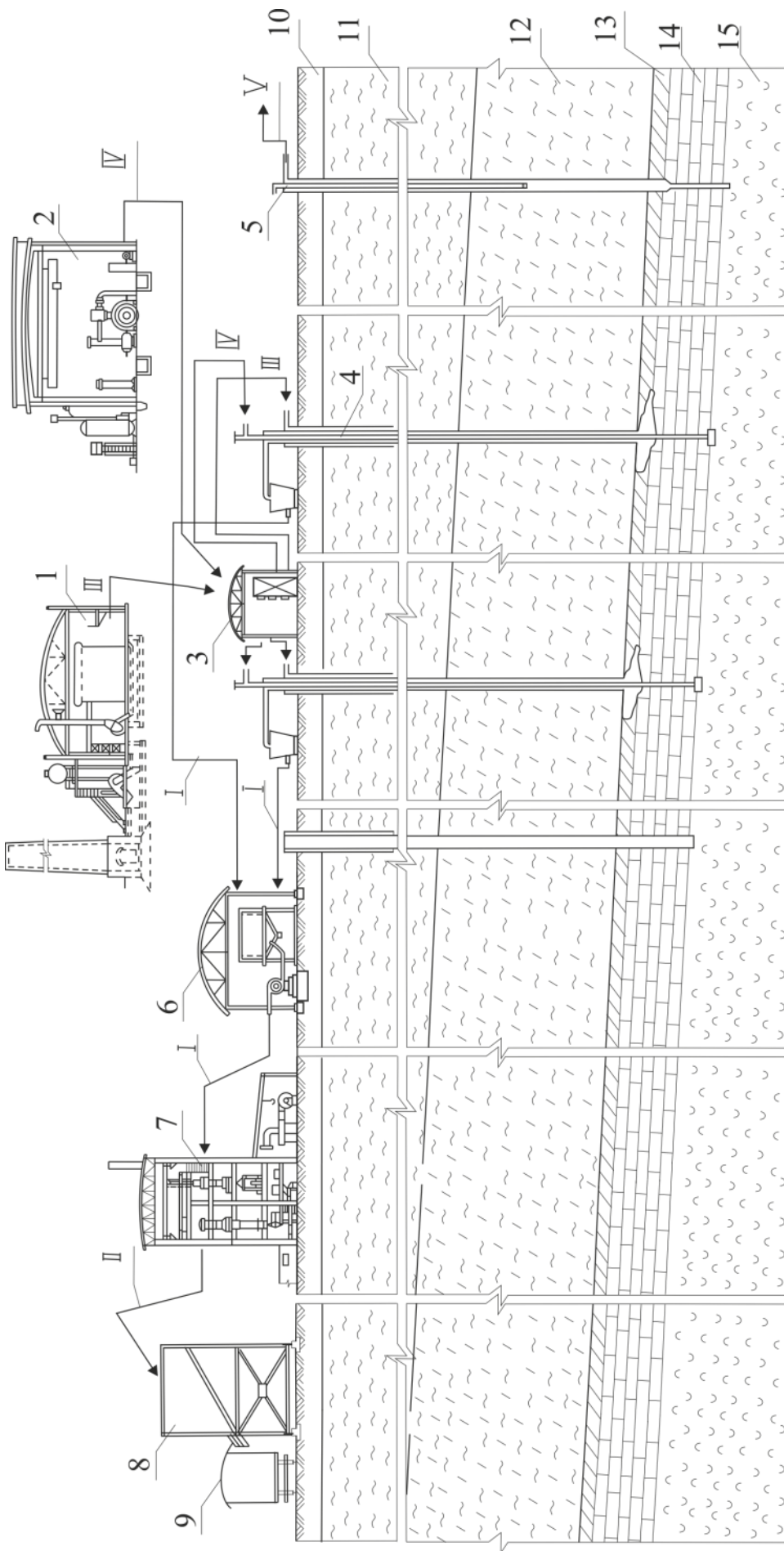


Рис. 7.2. Принципова технологічна схема видобування сірки методом підземної виплавки: 1 – котельня; 2 – компресорна; 3 – вимірювальний пункт; 4 – діючі видобувні свердловини; 5 – водовідливна свердловина; 6 – кушова насосна станція перекачування сірки; 7 – відділення фільтрації рідкої сірки; 8 – навантажувальна естакада; 9 – залізнична цистерна, 10 – грунтово-рослинний покрив; 11 – пісок глинистий; 12 – глина мергеляста; 13 – мергель глинистий; піщаник; 14 – вапняк осірений; 15 – піщаник. Трубопроводи: I – перекачування сірки з кушового сіркозбірника до відділення фільтрації; II – транспортування рідкої сірки на склад; III – подача теплоносія (компресорна, вимірювальний пункт, свердловина); IV – подача стиснутого повітря (компресорна, вимірювальний пункт, свердловина); V – відкачка води

Значення коефіцієнтів a й b для різних руд

Текстура руди	Вміст сірки, %	Коефіцієнт	
		a	b
Гніздово-прожилкова	15 – 35	1,15	0,497
Гніздово-вкраплена	18 – 50	0,90	0,398
Прожилково-вкраплена	20 – 50	0,78	0,493
Вкраплена	17 – 50	1,10	0,398
Тонкорозсіяна	20 – 40	0,80	0,280

Втрати сірки в масиві складаються з втрат у ціликах, що виникають через нерівномірність поширення зони плавлення по потужності пласта, із втрат у непроникних зонах покладу, на ділянках аварійних свердловин і з технологічних втрат сірки внаслідок змочування нею кістяка пласта. Крім того, втрати можливі в результаті часткового стікання її у недоступні для відбору зони.

Для диференціації загальних втрат при ПВС умовно коефіцієнт витягання приймаємо як добуток технологічного і коефіцієнта витягу, що визначає втрати сірки в зоні плавлення, на коефіцієнт охоплення пласта.

У даній методиці коефіцієнт витяга η задається в інтервалі 0,3 – 0,6 відповідно до наявного досвіду ПВС у подібних гірничо-геологічних умовах і далі коректується (див. нижче).

Теплова енергія Q , що вводиться в сірчаний пласт через свердловини, витрачається на розігрів сірконосного покладу, що вміщують породи і на витоки, пов'язані з різними гірничо-геологічними умовами (неосірнені прошарки, тектонічні порушення й ін.):

$$Q = Q_1 + Q_2 + Q_3 + Q_4 + Q_5. \quad (7.9)$$

де Q_1 – тепловитрати на нагрівання кістяка руди і сірки; Q_2 – на розплавлення сірки; Q_3 – на нагрівання вміщуючих порід; Q_4 – на витоки в непродуктивні горизонти; Q_5 – втрати при водовідливу.

Виразивши вхідні в рівняння теплового балансу складові $Q_1 + Q_3$ через відомі величини і визначивши питомі витрати теплоносія q_t як відношення об'єму води, витраченого на нагрівання деякого обсягу пласта, до маси витягнутої з нього розплавленої сірки, отримаємо:

$$q_t = \left(\frac{1}{\eta}\right) \cdot \left[\frac{0,4 + 0,0023 \cdot \rho_1 \cdot c_1}{\sigma \cdot (1 - \Pi)} \right]. \quad (7.10)$$

Розрахунок ерліфта полягає у визначенні тиску і витрати стиснутого повітря, його питомої витрати q_B глибини навантаження ерліфтних свердловин. Потім оцінюються параметри мережі видобувних свердловин.

Відстань між рядами свердловин q_B визначається з виразу:

$$d_1 = \left[\frac{3b_{cp} \cdot (\tan(\alpha - \beta) + \tan(\alpha + \beta))}{d_2' \cdot (\Pi_0 - q_t \cdot c_t - q_B \cdot c_B - \rho) \sigma' \cdot \eta \cdot \tan(\alpha - \beta) + \tan(\alpha + \beta)} \right]^{\frac{1}{2}} \text{ м.} \quad (7.12)$$

Відстань між свердловинами в ряді $d_2 = 2d_2$; $d > \beta$ обчислюється за формулою:

$$d_2' = \left[\frac{12b_{cp}(\tan(\alpha-\beta)+\tan(\alpha+\beta))}{(\zeta_0 - q_t c_t - q_b c_b - \rho) \sigma \eta_t \tan^2 \alpha (\tan(\alpha-\beta)+\tan(\alpha+\beta))} \right]^{\frac{1}{3}} \text{ м.} \quad (7.13)$$

Коефіцієнт охоплення η_p визначається подвійно. По-перше, виходячи з заданого коефіцієнта витягу і коефіцієнта технологічного витягу, розрахованого за виразом:

$$\eta_p = \frac{\eta}{\eta_t}. \quad (7.14)$$

По-друге, по встановлених параметрах мережі свердловин:

$$\eta_p = 1 - \frac{d_1 \cdot (\tan(\alpha+\beta) \cdot \tan(\alpha-\beta))}{3 \cdot m \cdot \cos^2 \beta (\tan(\alpha+\beta) + \tan(\alpha-\beta))} - \frac{d_2' \cdot \tan \alpha}{3 \cdot m}. \quad (7.15)$$

Отримані з виразів (7.13) і (7.14) коефіцієнти охоплення зіставляються, і при їх значній розбіжності проводять коректування коефіцієнта витягу, заданого при розрахунку питомої витрати теплоносія.

Нове значення коефіцієнта витягу приймається рівним

$$\eta = \eta_p \cdot \eta_t. \quad (7.16)$$

де η_t – залишається колишнім, а в якості η_p використовується значення коефіцієнта охоплення, отримане за формулою (7.14). Обчислення, починаючи з одержаної питомої витрати теплоносія і нового коефіцієнта витягу, проводять весь цикл доти, поки розходження між коефіцієнтами охоплення, отриманими за формулами (7.13) і (7.14), не стануть незначними.

Продуктивність свердловини Q_s знаходиться як

$$Q_s = \frac{Q}{q_t} \text{ т/рік.} \quad (7.17)$$

Видобуток сірки D зі свердловини визначається за виразом:

$$D = 2 \cdot \sigma \cdot \eta \cdot m \cdot d_1 \cdot d_2 \text{ т/рік.} \quad (7.18)$$

Час відпрацьовування свердловини дорівнює

$$\tau = \frac{D}{Q_s} \text{ рік.} \quad (7.19)$$

Кількість свердловин n_1 , що забезпечують заданий обсяг видобутку, визначається за формулою (7.7).

Приклад рішення

Вихідні дані для розрахунку: текстурно-структурний тип руди $a = 0,9$, $b = 0,398$; σ – сіркосклад; $\rho_1 c_1$ – об'ємна теплоємність пласта; Π – пористість, $\Pi = 0,9$; α – кут нахилу зони плавлення, $\alpha = 15^0$; β – кут нахилу пласта, $\beta = 10^0$; m – потужність пласта, $m = 10$ м; b_{cp} – вартість свердловини, $b_{cp} = 10^4$ грн; ζ_0 – оптова ціна продукції, $\zeta_0 = 62$ грн/т; c_t , c_b – собівартість виробництва 1 м³ теплоносія і повітря, $c_t = 0,7$ грн/м³, $c_b = 4 \cdot 10^{-3}$ грн/м³; ρ – постійна складова собівартості, $\rho = 26,2$; A – продуктивність рудника $A = 300$ тис. т; τ_p – час бу-

ріння і підготовки свердловин, $\tau_p = 1$ міс; $\sigma' = 0,66$ т/м³; $\sigma = 0,3$; $\rho_1 c_1 = 550$ КДж/(м³,⁰С); $Q = 8,2$ м³/год; $q_b = 16,2$ м³/т.

1. Технологічний коефіцієнт витягу:

$$\eta_t = a\sigma + b = 0,9 \cdot 0,3 + 0,398 = 0,668$$

2. Задаємося коефіцієнтом витягу:

$$\eta = 0,4.$$

3. Питома витрата теплоносія:

$$q_t = \left(\frac{1}{\eta}\right) \left[\frac{0,4 + 0,0023\rho_1 c_1}{\sigma(1-\Pi)} \right] = \left(\frac{1}{0,4}\right) \left[\frac{0,4 + 0,0023 \cdot 550}{0,3 \cdot (1-0,1)} \right] = 12,7.$$

4. Половина відстані між свердловинами в ряді:

$$d'_2 = \left[\frac{12b_{cp}(\tan(\alpha-\beta) + \tan(\alpha+\beta))}{(\Pi_0 - q_t c_t - q_b c_b - \rho)\sigma'\eta_t \tan^2 \alpha (\tan(\alpha-\beta) + \tan(\alpha+\beta))} \right]^{\frac{1}{3}} =$$

$$\left[\frac{12 \cdot 10^4 (\tan(15-10) + \tan(15+10))}{(62 - 12,7 \cdot 0,7 - 16,7 \cdot 4 \cdot 10^{-3} - 26,2) 0,66 \cdot 0,668 \tan^2 15 (\tan(5) + \tan(25))} \right]^{\frac{1}{3}} = 22 \text{ м.}$$

5. Відстань між рядами свердловин:

$$d_1 = \left[\frac{3b_{cp}(\tan(\alpha-\beta) + \tan(\alpha+\beta))}{d'_2 (\Pi_0 - q_t c_t - q_b c_b - \rho)\sigma'\eta \tan(\alpha-\beta) + \tan(\alpha+\beta)} \right]^{\frac{1}{2}} =$$

$$= \left[\frac{3 \cdot 10^4 \cdot (\tan(5+25))}{22(62 - 12,7 \cdot 0,7 - 16,7 \cdot 4 \cdot 10^{-3} - 26,2) 0,66 \cdot 0,668 \tan(5) + \tan(25)} \right]^{\frac{1}{2}} = 40 \text{ м.}$$

6. Коефіцієнт охоплення:

$$\eta_p = \frac{\eta}{\eta_t} = \frac{0,4}{0,668} = 0,6,$$

$$\eta'_p = 1 - \frac{d_1(\tan(\alpha+\beta) \tan(\alpha-\beta))}{3m \cos^2 \beta (\tan(\alpha+\beta) + \tan(\alpha-\beta))} - \frac{d'_2 \tan \alpha}{3m} =$$

$$= 1 - \frac{40(\tan(25) \tan(5))}{3 \cdot 10 \cdot \cos^2 10 \cdot (\tan(25) + \tan(5))} - \frac{22 \cdot \tan 15}{3 \cdot 10} = 0,7.$$

7. Скоректований коефіцієнт витягу:

$$\eta = \eta_p \eta_t = 0,7 \cdot 0,668 = 0,47.$$

8. Питома витрата теплоносія, що відповідає новому коефіцієнту витягу:

$$q_t = \left(\frac{1}{\eta}\right) \left[\frac{0,4 + 0,0023\rho_1 c_1}{\sigma(1-\Pi)} \right] = \left(\frac{1}{0,47}\right) \left[\frac{0,4 + 0,0023 \cdot 550}{0,3 \cdot 0,9} \right] = 10,8.$$

9. Продуктивність свердловини при отриманому q_t буде:

$$Q_s = \frac{Q}{q_t} = \frac{8,2}{10,8} = 0,76.$$

10. Обсяг видобутку сірки зі свердловини за рік:

$$D = 2 \cdot \sigma \cdot \eta \cdot m \cdot d_1 \cdot d_2 = 2 \cdot 0,3 \cdot 0,47 \cdot 10 \cdot 40 \cdot 44 = 4963 \text{ т.}$$

11. Час відпрацьовування свердловини:

$$\tau = \frac{D}{Q_s} = \frac{4963}{0,76} = 6530 \text{ год} = 0,75 \text{ року.}$$

12. Кількість свердловин, що забезпечує заданий обсяг видобутку:

$$n_1 = K \cdot \frac{A}{D} \cdot (\tau_n - \tau_p) = 1,2 \cdot \frac{300000}{4963} \cdot (0,75 - 0,08) = 60.$$

Обчислені параметри звичайно відбивають реально існуючі показники рудника ПВС. Виключення складають питомі витрати теплоносія, що на практиці вище теоретичних, що обумовлено наявністю факторів, які не піддаються розрахунку. До них відносяться витоки теплоносія в непродуктивній зоні, втрати тепла при водовідливі, при транспортуванні теплоносія від котелень до вибою свердловини й ін. Тому звичайно для промислових підприємств розраховану питому витрату збільшують:

$$q_{\phi} = B q_t.$$

Значення коефіцієнта B одержують методом аналогій, тобто маючи теоретичні та фактичні значення питомої витрати для якого-небудь ділянки, що відпрацьовується, (родовища), визначають B як $B_1 = \frac{q_{\phi 1}}{q_{t 1}}$. Потім для іншої ділянки, що має подібні гірничо-геологічні умови, обчислюють $q_{t 2}$, і знаходять.

$$q_{\phi 2} = \left(\frac{q_{\phi 1}}{q_{t 1}} \right) q_{t 2}$$

або

$$q_{\phi 2} = B q_{t 2}.$$

Наприклад, розраховане вище теоретичне значення питомих витрат теплоносія для однієї з ділянок складає $q_{t 1} = 10,8 \text{ м}^3/\text{т}$. Фактично $q_{\phi 1} = 17 \text{ м}^3/\text{т}$. Відкіль $B = 1,6$. Для іншої ділянки цього ж родовища, що володіє більш низьким сіркоскладом ($\sigma = 0,28$), але подібного з першим за іншими умовами $q_{t 1} = 12,5 \text{ м}^3/\text{т}$ по формулі (7.20). Отже, на новій ділянці необхідно очікувати значення фактичної питомої витрати, рівне $q_{\phi 2} = 12,5 \cdot 1,6 = 20,0 \text{ м}^3/\text{т}$.

Таблиця 7.2

Вихідні дані для розрахунку підземного виплавлення і спалення сірки

№ варіанта	σ	β	m	q_b	A	τ_p
0	0,4	11	3	10	250	1,5
1	0,4	11	3	10	250	1,5
2	0,5	12	5	11	275	1,3
3	0,6	13	8	12	300	0,9
4	0,7	14	10	14	320	1,0
5	0,8	15	12	15	330	1,1
6	0,9	16	10	16	300	1,5
7	0,4	17	14	15	350	1,3
8	0,5	18	10	18	300	0,9
9	0,6	10	10	15	400	1,0
10	0,7	19	11	19	380	1,1
11	0,9	10	10	15	300	1,5
12	0,3	11	10	14	300	1,3
13	0,1	9	9	15	320	0,9
14	0,2	4	10	16	330	1,0
15	0,4	11	8	15	300	1,1
16	0,3	12	10	18	350	1,0
17	0,8	12	10	18	350	0,9
18	0,4	4	10	16	330	1,3
19	0,6	11	8	15	300	1,1
20	0,2	12	10	18	350	1,3
21	0,6	11	3	10	250	1,5
22	0,4	12	5	11	275	1,3
23	0,8	13	8	12	300	0,9
24	0,2	14	10	14	320	1,0
25	0,4	15	12	15	330	1,1
26	0,3	11	3	10	250	1,5
27	0,2	17	14	15	350	1,3
28	0,15	18	10	18	300	0,9
29	0,7	10	10	15	400	1,0
30	0,8	19	11	19	380	1,1
31	0,4	13	8	12	300	0,9
32	0,4	11	10	14	300	1,3
33	0,7	9	9	15	320	0,9
34	0,3	4	10	16	330	1,0
35	0,5	11	8	15	300	1,1
36	0,8	12	10	18	350	1,0
37	0,4	4	10	16	330	1,0
38	0,6	11	8	15	300	1,1
39	0,2	12	10	18	350	1,0

Контрольні питання

1. Розкрийте зміст методики інженерного розрахунку технологічних параметрів процесу ПВС.
2. Розкрийте економічні показники ПВС.
3. Назвіть теплові процеси ПВС.
4. Дайте оцінку параметрів процесу ПВС.

Оцінювання практичних занять

Подаються критерії оцінювання у вигляді переліку припущених недоліків, що знижують оцінку якості виконання цього практичного завдання.

Об'єктивна оцінка результатів розв'язання задач можлива (як і будь-яке інше вимірювання) лише при їх зіставленні з еталонами – зразками правильних та повних рішень (відповідей).

Оцінювання результатів практичних занять здійснюється за 100-бальною шкалою наступним чином:

- 1 питання (загалом по роботі) – 20 балів;
- 2 питання (по рисунку) – 20 балів;
- 3 питання (з розрахунків) – 30 балів;
- 4 питання (з розрахунків) – 30 балів.

Критеріями визначення оцінок приймаються:

- «Відмінно» – понад 90;
- «Добре» – 75 – 90 балів;
- «Задовільно» – 60 – 74 балів;
- «Незадовільно» – до 60 балів.

При остаточній оцінці результатів виконання завдання необхідно враховувати здатність студента:

- диференціювати, інтегрувати й уніфікувати знання;
- застосовувати правила, методи, принципи, закони у конкретних ситуаціях;
- інтерпретувати схеми, графіки, діаграми;
- аналізувати й оцінювати факти, події та прогнозувати очікувані результати від прийнятих рішень;
- викладати матеріал на папері логічно, послідовно, з дотриманням вимог чинних стандартів.

Практична робота №8

Тема: Методика розрахунку продуктивності гідравлічного руйнування

Мета роботи – вивчення методики розрахунку гідравлічного руйнування при свердловинному гідро видобування

Поставлена мета досягається послідовним вирішенням **наступних**

завдань:

- 1) розраховувати основні параметри гідромоніторного струменя;
- 2) визначити мінімальну довжину струменя гідромонітора;
- 3) встановити продуктивність гідравлічного руйнування.

Хід роботи

Робочим органом при методі свердловинного гідровидобування (СГВ) є гідромоніторний струмінь, що здійснює руйнування, змивання і підйом гірничої маси. СГВ ведеться затопленим вільним струменем, коли щільність матеріалу струменя дорівнює щільності середовища

Гідромоніторні струмені поділяють на три групи по тиску:

- низького – до 1 МПа,
- середнього – від 1 до 4 МПа,
- високого – більше 4 МПа.

Основними параметрами гідромоніторного струменя є швидкість вильоту струменя, витрата води і діаметр насадки.

Процес СГВ гірських порід зводиться до наступного (рис. 8.1). На першому етапі спеціально обладнаною під ГСЦ буровою установкою буриться пілотна свердловина заданого діаметра. Буріння проводиться до розрахункової глибини, яка визначається проектом, з промиванням цементним або глинистим розчином під тиском, що не перевищує 5 МПа. Промивна рідина подається безпосередньо в буровий інструмент.

На наступному етапі насосною установкою високого тиску до насадки, що формує струмінь подається вода під тиском 40 – 60 МПа. При цьому автоматично перекривається канал промивання, і відкривається канал живлення насадки, що формує струмінь (або насадок, якщо їх декілька) діаметром 0,8 – 3,0 мм. Причому насадка орієнтована таким чином, що струмінь, який витікає, буде спрямований перпендикулярно осі бурової колони. Включається обертання бурової колони і починається її переміщення до заданої відмітки. У результаті відбувається вимивання соляного розчину наверх.

Нормальне навантаження на пласт порід, що руйнується, визначається з виразу:

$$\sigma = \gamma \cdot g \cdot H, \quad (8.1)$$

де g – прискорення вільного падіння, м/с²; γ – щільність гірських порід, які розташовані вище, кг/м³; H – глибина залягання пласта, м.

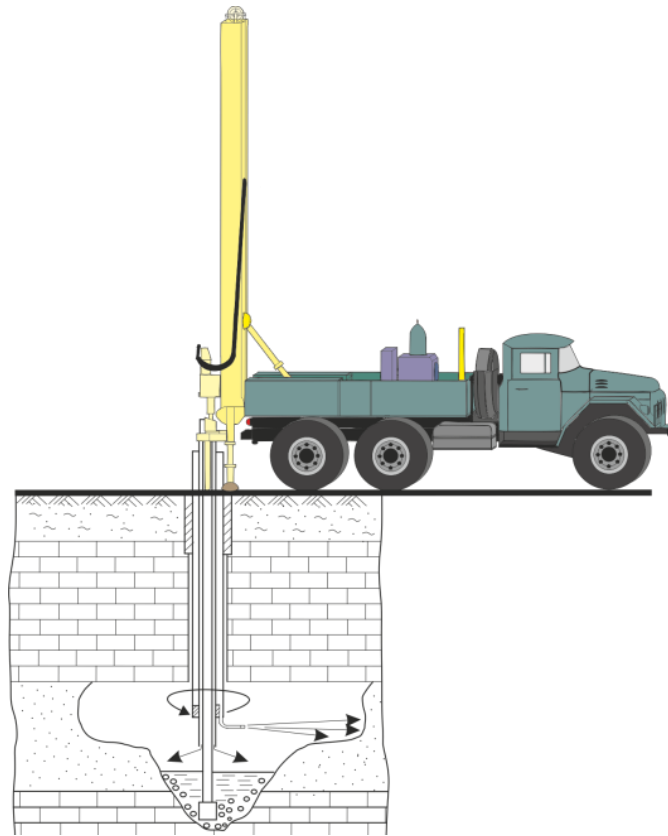


Рис. 8.1. Технологія свердловинного гідровидобування солі

Поровий тиск:

$$P_{\text{гидр}} = \gamma_{\text{в}} \cdot g \cdot H, \text{ Па}, \quad (8.2)$$

де $\gamma_{\text{в}}$ – щільність ґрунтових вод, кг/м^3 .

Ефективне напруження:

$$\sigma_{\text{э}} = \sigma - P_{\text{гидр}}. \text{ Па}. \quad (8.3)$$

Опір зрушенню водонасичених порід:

$$\tau_s = C_0 + \sigma_{\text{э}} \cdot \text{tg}\varphi, \text{ Па}, \quad (8.4)$$

де C_0 – коефіцієнт зчеплення порід, Па; φ – кут внутрішнього тертя для породи, град.

Мінімальна питома сила удару струменя, достатня для руйнування породи, Па:

$$P_{\text{ymin}} > \tau_s. \quad (8.5)$$

Тиск води на вході в насадку:

$$P_0 = P - \Delta P_c + \gamma_{\text{рж}} \cdot g \cdot H - \Delta P_r, \text{ Па}, \quad (8.6)$$

де P – тиск води, що розвивається насосом, Па; c – втрати напору в мережі, орієнтовно; $\gamma_{\text{рж}}$ – щільність робочої рідини, кг/м^3 Па; ΔP_r – втрати напору в гідромоніторі; приймаються орієнтовно:

$$\Delta P_r = (0,4 - 0,7)10^6, \text{ Па}. \quad (8.7)$$

Початкова швидкість витікання струменя:

$$U_0 = \psi \cdot \operatorname{tg} \varphi \cdot \sqrt{2 \cdot 10^{-3} \cdot P_0}, \text{ м/с}, \quad (8.8)$$

де ψ – коефіцієнт швидкості; приймається $\psi = 0,92 \div 0,96$.

Витрата води визначається за формулою:

$$Q = \frac{\pi \cdot d_H^2}{4} \cdot \alpha \cdot U_0, \quad (8.9)$$

де α – коефіцієнт стиску струменя; приймається $\alpha = 1$; d_H – діаметр насадки гідромонітора, м.

Коефіцієнт структури потоку струменя:

$$\alpha = \frac{1}{\frac{1}{0,0625} - \frac{n \cdot P_{\text{гидр}}}{10^6}}, \quad (8.10)$$

де n – експериментальна величина, обумовлена з наступного співвідношення залежно від значення $P_{\text{гидр}}$

$P_{\text{гидр}}$	0,4	0,8	1,2	1,6	2,0
n	1,870	1,471	1,002	0,561	0,20

Відстань від насадки до вибою, на якому можливе руйнування породи

$$l = \frac{(1060 \cdot U_0^2 - 0,29 \cdot \tau_s) \cdot d_H}{2 \cdot \alpha \cdot \tau_s}. \quad (8.11)$$

Продуктивність гідравлічного руйнування визначається за формулою Н.Ф. Цяпко:

$$\Pi = A \cdot \left(\frac{P_0 \cdot 10^{-6}}{g} \right) \cdot (10^3 \cdot d_H)^2 \cdot 10^{-4}, \text{ т/рік}, \quad (8.12)$$

де A – дослідний коефіцієнт, прийнятий пропорційно міцності вугілля в діапазоні значень: для міцності вугілля $f = 0,8 - 1,2$ коефіцієнт $A = 1,2 - 1,7$.

Продуктивність гідравлічного руйнування пухких і слабоцементних пісків і піщаників міцністю $\sigma_{\text{ст}} = 0,5 - 2,0$ МПа:

$$\Pi = \frac{K \cdot P_0 \cdot 10^{-3}}{g}, \text{ т/год}, \quad (8.13)$$

де K – експериментальна постійна, залежить від діаметра насадки; для діаметрів насадки 11, 15 і 23 мм приймається відповідно рівною 1,2; 2,0; 4,8.

Приклад рішення

Розрахувати мінімальну довжину струменя, витрату води і продуктивність свердловинного гідромонітора при відбійці корисних копалин для наступних умов. Розробляється фосфоритна руда, представлена водонасиченими пісками, які характеризуються такими параметрами: коефіцієнт зчеплення $C_0 = 4000$ Па; кут внутрішнього тертя порід, $\varphi = 33^\circ$; щільність покриваних порід $\gamma_B = 2100$ кг/м³; глибина залягання пласта $H = 20$ м; щільність ґрунтових вод $\gamma_b = 1050$ кг/м³; напір відцентрового насоса $P = 2,4 \cdot 10^6$ Па; щільність робочої рідини $\gamma_{\text{рж}} = 1000$ кг/м³; діаметр насадки $d_H = 0,024$ м.

Нормальне навантаження на пласт, що руйнується:

$$\sigma = \gamma \cdot g \cdot H = 2100 \cdot 9,81 \cdot 20 = 4,12 \cdot 10^5 \text{ Па.}$$

Поровий тиск:

$$P_{\text{гидр}} = \gamma_{\text{в}} \cdot g \cdot H = 1050 \cdot 9,81 \cdot 20 = 2,06 \cdot 10^5 \text{ Па.}$$

Ефективне напруження:

$$\sigma_{\text{э}} = \sigma - P_{\text{гидр}} = 4,12 \cdot 10^5 - 2,06 \cdot 10^5 = 2,06 \cdot 10^5 \text{ Па.}$$

4. Опір зрушенню:

$$\tau_s = C_0 + \sigma_{\text{э}} \cdot \text{tg} \varphi = 4000 + 2,06 \cdot 10^5 \cdot \text{tg} 33^\circ = 1,23 \cdot 10^5 \text{ Па.}$$

5. Тиск води на вході до насадки:

$$\begin{aligned} P_0 &= P - \Delta P_c + \gamma_{\text{рж}} \cdot g \cdot H - \Delta P_r = \\ &= 2,4 \cdot 10^6 - 3,5 \cdot 10^4 + 1000 - 9,81 \cdot 20 - 5,5 \cdot 10^5 = 2,01 \cdot 10^6. \end{aligned}$$

Початкова швидкість витікання струменя:

$$U_0 = \psi \cdot \text{tg} \varphi \sqrt{2 \cdot 10^{-3} \cdot P_0} = 0,94 \sqrt{2 \cdot 10^{-3} \cdot 2,01 \cdot 10^6} = 63,4 \text{ м/с.}$$

7. Витрати води:

$$Q = \frac{\pi \cdot d_{\text{н}}^2}{4} \cdot \alpha \cdot U_0 = 1 \cdot \frac{3,14 \cdot 0,024^2}{4} \cdot 63,4 = 5,39 \cdot 10^{-2} \text{ м}^3/\text{с}.$$

8. Коефіцієнт структури потоку струменя:

$$\alpha = \frac{1}{\frac{1}{0,0625} - \frac{n \cdot P_{\text{гидр}}}{10^6}} = \frac{1}{\frac{1}{0,0625} - \frac{1,87 \cdot 2,06 \cdot 10^5}{10^6}} = 0,064.$$

9. Відстань від насадки до вибою:

$$l = \frac{(1060 \cdot U_0^2 - 0,29 \cdot \tau_s) \cdot d_{\text{н}}}{2 \cdot \alpha \cdot \tau_s} = \frac{(1060 \cdot 63,4^2 - 0,29 \cdot 1,23) \cdot 0,024}{2 \cdot 0,064 \cdot 1,23 \cdot 10^5} = 0,644 \text{ м.}$$

10. Продуктивність гідравлічного руйнування:

$$\Pi = \frac{K \cdot P_0 \cdot 10^{-3}}{g} = \frac{4,8 \cdot 2,01 \cdot 10^6 \cdot 10^{-3}}{9,81} = 983 \text{ т/рік.}$$

Контрольні питання

1. Назвіть основні параметри гідромоніторного струменя.
2. За якої умови відбувається руйнування масиву гідромоніторним струменем?
3. Яким чином формується тиск робочої рідини на вході до насадки?
4. Чим відрізняються умови роботи затопленого струменя від вільного?
5. Як змінюється довжина струменя від міцності масиву?

Вихідні дані для розрахунку
продуктивності гідравлічного руйнування

№ варіанта	Порода, що руйнується	C_o , Па	φ , град	H , м	P , Па $\times 10^6$	d_n , мм
0	Пісок	500	30	20	1,5	11
1	Пісок	500	30	20	1,5	11
2	Пісок	5000	32	30	2,0	18
3	Пісок	5500	35	40	2,5	23
4	Вугілля	6500	36	50	2,0	22
5	Вугілля	7000	34	60	2,5	22
6	Вугілля	7500	32	70	3,0	18
7	Вугілля	8000	30	60	3,5	18
8	Пісок	4000	35	60	2,0	22
9	Пісок	5000	30	40	1,0	11
10	Пісок	5500	32	50	2,5	22
11	Пісок	500	30	20	1,5	11
12	Пісок	5000	32	30	2,0	18
13	Пісок	5500	35	40	2,5	23
14	Вугілля	6500	36	50	2,0	22
15	Вугілля	7000	34	60	2,5	22
16	Вугілля	7500	32	70	3,0	18
17	Вугілля	8000	30	60	3,5	18
18	Пісок	4000	35	60	2,0	22
19	Пісок	5000	30	40	1,0	11
20	Пісок	5500	32	50	2,5	22
21	Пісок	500	30	20	1,5	11
22	Пісок	5000	32	30	2,0	18
23	Пісок	5500	35	40	2,5	23
24	Вугілля	6500	36	50	2,0	22
25	Вугілля	7000	34	60	2,5	22
26	Вугілля	7500	32	70	3,0	18
27	Вугілля	8000	30	60	3,5	18
28	Пісок	4000	35	60	2,0	22
29	Пісок	5000	30	40	1,0	11
30	Пісок	5500	32	50	2,5	22

Оцінювання практичних занять

Подаються критерії оцінювання у вигляді переліку припущених недоліків, що знижують оцінку якості виконання цього практичного завдання.

Об'єктивна оцінка результатів розв'язання задач можлива (як і будь-яке інше вимірювання) лише при їх зіставленні з еталонами – зразками правильних та повних рішень (відповідей).

Оцінювання результатів практичних занять здійснюється за 100 бальною шкалою наступним чином:

1 питання (загалом по роботі) – 30 балів;

2 питання (по рисунку) – 30 балів;

3 питання (з розрахунків) – 40 балів.

Критеріями визначення оцінок приймаються:

«Відмінно» – понад 90;

«Добре» – 75 – 90 балів;

«Задовільно» – 60 – 74 балів;

«Незадовільно» – до 60 балів.

При остаточній оцінці результатів виконання завдання необхідно врахувати здатність студента:

- диференціювати, інтегрувати й уніфікувати знання;
- застосовувати правила, методи, принципи, закони у конкретних ситуаціях;
- інтерпретувати схеми, графіки, діаграми;
- аналізувати й оцінювати факти, події та прогнозувати очікувані результати від прийнятих рішень;
- викладати матеріал на папері логічно, послідовно, з дотриманням вимог чинних стандартів.

Практична робота №9

Тема: Розрахунок техніко-економічних показників геотехнології

Мета роботи – вивчення особливостей методики розрахунку техніко-економічних показників геотехнології.

Поставлена мета досягається послідовним вирішенням **наступних завдань:**

1) визначити показники ефективності геотехнології в порівнянні з іншими способами розробки;

2) розрахувати економічні показники видобутку корисних копалин з використанням способів геотехнологічного видобутку;

3) розрахувати економічну ефективність геотехнології.

Хід роботи

Суттєві відмінності геотехнології від відкритої та підземної розробки обумовлюють визначену специфічність способів порівняльної оцінки методів.

Основна відмінність у тім, що при геотехнології одержують готовий продукт, а при відкритій і підземній розробці – гірничу масу.

При порівнянні необхідно враховувати витрати на весь переділ руди до кінцевого продукту.

Ефективність розробки ґрунтується на трьох основних показниках

- питомі капіталовкладення;
- собівартість;
- продуктивність праці.

Крім цих основних показників необхідно також враховувати:

- рентабельність;
- строк окупності витрат,
- час будівництва підприємства;
- коефіцієнт фондівіддачі;
- річний економічний ефект;
- зниження потреби і дефіциту в устаткуванні та матеріалах.

Необхідно враховувати також соціальний фактор – умови охорони праці, при якому геотехнологія має переваги, тому що забезпечує виймання корисних копалин без присутності людей в очисному вибої.

Недоліки традиційних методів у порівнянні з геотехнологією

- 1) не забезпечують високих техніко-економічних показників;
- 2) незадовільна динаміка фондівіддачі через високу питому вагу пасивних фондів (гірничих виробок);
- 3) висока фондоемність і капіталомісткість;
- 4) протягом усього періоду експлуатації необхідно регулярно готувати все нові і нові ділянки для видобутку.

У зв'язку з цим маються деякі особливості в оцінці методів геотехнологічної розробки родовищ корисних копалин.

Нижче наведена послідовність визначення деяких показників.

Коефіцієнт фондівіддачі визначається за формулою:

$$E_p = \frac{M \cdot C_0}{K}, \quad (9.1)$$

де M – річний обсяг кінцевої продукції, т; C_0 – оптова ціна кінцевої продукції, грн/т; K – капітальні витрати, грн.

Показник рентабельності визначається з виразу

$$E_p = \frac{M \cdot (C_0 - C)}{\Phi_o + \Phi_{ob}}, \quad (9.2)$$

де C – собівартість готової продукції, грн/т; Φ_o – середньорічна вартість основних виробничих фондів, грн; Φ_{ob} – середньорічна вартість нормованих оборотних коштів, грн.

Строк окупності капіталовкладень є величиною, оберненою показнику рентабельності:

$$T = \frac{1}{E_p}. \quad (9.3)$$

Приведена собівартість готової продукції:

$$C_n = C + \frac{e_n \cdot K}{M}, \quad (9.4)$$

де e_n – нормативний галузевий коефіцієнт економічної ефективності.

Цінність родовища визначається з виразу:

$$\text{Ц} = (C_0 - C) \cdot 3. \quad (9.5)$$

Припустима собівартість корисної копалини визначається за формулою:

$$C_d = C_0 - \frac{e_n \cdot K}{M \cdot \left(1 - \frac{1}{(1 - e_n)^m}\right)} \text{ грн/т.} \quad (9.6)$$

Економічна ефективність геотехнологічного методу розраховується за співвідношенням:

$$E_r = \left(C_1 + \frac{e_n \cdot K_1}{M_1}\right) - \left(C_1 + \frac{e_n \cdot K}{M}\right), \quad (9.7)$$

де C_1 – собівартість готової продукції при традиційних методах розробки родовищ корисних копалин, грн/т; K_1 – капітальні витрати при традиційних методах, грн; M_1 – річний обсяг кінцевої продукції на підприємстві при традиційній технології, т.

Приклад рішення

Визначити показники економічної ефективності геотехнологічного методу в порівнянні з методом підземної розробки для наступних умов: річний обсяг кінцевої продукції при геотехнології $M = 500000$ т; річний обсяг кінцевої продукції при підземній розробці $M_1 = 5000000$ т; оптова ціна кінцевої продукції $C_0 = 100$ грн/т; капітальні витрати при геотехнології $K = 15000000$ грн; капітальні витрати при підземній розробці $K_1 = 150000000$ грн; собівартість готової продукції при геотехнології $C = 12$ грн/т; собівартість готової продукції при підземній розробці $C_1 = 69$ грн/т; середньорічна вартість основних виробничих фондів при геотехнології $\Phi_0 = 10000000$ грн; середньорічна вартість нормованих оборотних коштів $\Phi_{об} = 600000$ грн; нормативний галузевий коефіцієнт економічної ефективності капіталовкладень $e_n = 0,15$; промислові запаси корисних копалин $Z = 160$ млн т.

1. Коефіцієнт фондоддачі для геотехнології:

$$E_p = \frac{M \cdot C_0}{K} = \frac{500000 \cdot 100}{15000000} = 3,33.$$

2. Показник рентабельності для геотехнології:

$$E_p = \frac{M \cdot (C_0 - C)}{\Phi_0 + \Phi_{об}} = \frac{500000 \cdot (100 - 12)}{10000000 + 600000} = 0,875.$$

3. Строк окупності капіталовкладень при геотехнології:

$$T = \frac{1}{E_p} = \frac{1}{0,875} = 1,14 \text{ років.}$$

4. Приведена собівартість готової продукції при геотехнології:

$$C_n = C + \frac{e_H \cdot K}{M} = 72 + \frac{0,15 \cdot 15000000}{500000} = 76,5 \text{ грн/т.}$$

5. Цінність родовища при геотехнології:

$$Ц = (C_0 - C) \cdot 3 = (100 - 76,5) \cdot 160000000 = 3,76 \cdot 10^9 \text{ грн.}$$

6. Допустима собівартість корисної копалини:

$$C_d = C_0 - \frac{e_H \cdot K}{M \cdot \left(1 - \frac{1}{(1 - e_H)^m}\right)} = 100 - \frac{0,15 \cdot 15000000}{500000 \cdot \left(1 - \frac{1}{(1 - 0,15)^{1,14}}\right)} = 69,4 \text{ грн/т.}$$

7. Економічна ефективність геотехнологічного методу в порівнянні з підземною розробкою:

$$E_r = \left(C_1 + \frac{e_H \cdot K_1}{M_1}\right) - \left(C + \frac{e_H \cdot K}{M}\right) = \\ = \left(69 + \frac{0,15 \cdot 150000000}{500000}\right) - \left(72 + \frac{0,15 \cdot 15000000}{500000}\right) = -3 \text{ грн/т.}$$

Знак «мінус» перед значенням економічної ефективності геотехнології показує, що в даних умовах геотехнологія неефективна й уступає підземній розробці.

Контрольні питання

1. Які основні відмінності геотехнології від інших методів розробки?
2. Назвіть основні показники ефективності розробки родовища корисних копалин.
3. Перелічіть основні недоліки традиційних способів видобування у порівнянні з геотехнологією.
4. Як пов'язані між собою показник рентабельності та строк окупності?
5. Який зміст нормативного галузевого коефіцієнта економічної ефективності капіталовкладень?

Оцінювання практичних занять

Подаються критерії оцінювання у вигляді переліку припущених недоліків, що знижують оцінку якості виконання цього практичного завдання.

Об'єктивна оцінка результатів розв'язання задач можлива (як і будь-яке інше вимірювання) лише при їх зіставленні з еталонами – зразками правильних та повних рішень (відповідей).

Оцінювання результатів практичних занять здійснюється за 100-бальною шкалою наступним чином:

- 1 питання (загалом по роботі) – 15 балів;
- 2 питання (загалом по роботі) – 15 балів;
- 3 питання (загалом по роботі) – 20 балів;
- 4 питання (з розрахунків) – 25 балів;
- 5 питання (з розрахунків) – 25 балів.

Критеріями визначення оцінок приймаються:

- «Відмінно» – понад 90;
- «Добре» – 75 – 90 балів;
- «Задовільно» – 60 – 74 балів;
- «Незадовільно» – до 60 балів.

При остаточній оцінці результатів виконання завдання необхідно врахувати здатність студента:

- диференціювати, інтегрувати й уніфікувати знання;
- застосовувати правила, методи, принципи, закони у конкретних ситуаціях;
- інтерпретувати схеми, графіки, діаграми;
- аналізувати й оцінювати факти, події та прогнозувати очікувані результати від прийнятих рішень;
- викладати матеріал на папері логічно, послідовно, з дотриманням вимог чинних стандартів.

Таблиця 9.1

Вихідні дані для розрахунку техніко-економічних показників геотехнології

№ варіанта	M , тис т	C_o , грн/т	K , млн грн	C , грн/т	Φ_o , млн грн	Z , млн т	C_1 , грн/т
0	500	300	5,0	270	4,0	150	275
1	500	300	5,0	270	4,0	150	275
2	720	280	6,5	264	5,5	250	250
3	480	350	5,4	300	4,4	180	310
4	650	325	4,9	275	3,9	400	260
5	725	287	6,0	270	5,0	320	280
6	545	320	5,2	300	4,2	170	290
7	520	270	4,8	250	3,8	200	260
8	620	300	5,0	270	4,0	140	280
9	560	280	5,7	260	4,7	210	270
10	560	275	4,5	250	4,5	150	260
11	500	300	5,0	270	4,0	150	275
12	720	280	6,5	264	5,5	250	250
13	480	350	5,4	300	4,4	180	310
14	650	325	4,9	275	3,9	400	260
15	725	287	6,0	270	5,0	320	280
16	545	320	5,2	300	4,2	170	290
17	520	270	4,8	250	3,8	200	260
18	620	300	5,0	270	4,0	140	280
19	560	280	5,7	260	4,7	210	270
20	560	275	4,5	250	4,5	150	260
21	500	300	5,0	270	4,0	150	275
22	720	280	6,5	264	5,5	250	250
23	480	350	5,4	300	4,4	180	310
24	650	325	4,9	275	3,9	400	260
25	725	287	6,0	270	5,0	320	280
26	545	320	5,2	300	4,2	170	290
27	520	270	4,8	250	3,8	200	260
28	620	300	5,0	270	4,0	140	280
29	560	280	5,7	260	4,7	210	270
30	560	275	4,5	250	4,5	150	260

Список літератури

1. Аренс В.Ж. Геотехнологические методы добычи полезных ископаемых./ Аренс В.Ж. – М.: Недра, 1976. – 264 с.
2. Аренс В.Ж. Геолого–гидрогеологические основы геотехнологических методов добычи полезных ископаемых./ Аренс В.Ж., Гайдин А.М. – М.: Недра, 1978. – 215 с.
3. Аренс В.Ж. Скважинная гидродобыча твердых полезных ископаемых./ Аренс В.Ж., Исмагилов Б.В., Шпак Д.Н. – М. Недра, 1980. – 230 с.
4. Аренс В.Ж. Разработка математической модели процесса ЛВС.// Подземная выплавка серы: сб. науч. тр. – К.: УкрНИИНГИ, 1967. – С. 25-32.
5. Аренс В.Ж. Скважинная добыча полезных ископаемых (геотехнология). – М.: Недра, 1986. – 279 с.
6. Бабичев Н.Л. Проектирование геотехнологических комплексов. – М.: Изд-во МГРИ, 1985. – 128 с.
7. Гайдин А.М. Прогнозная оценка инженерно-геологических условий разработки месторождений твердых полезных ископаемых. – М.: Недра, 1983. – 310 с.
8. Геотермические исследования в Средней Азии и Казахстане: Сб. науч. тр. – М.: Наука, 1985. – 272 с.
9. Гидродинамические и физико–химические свойства горных пород / Н.Н. Веригин, С.В. Васильев, В.С. Саркисян и др. – М.: Недра, 1980. – 206 с.
10. Глоба В.М. К вопросу сооружения подземных газонефтехранилищ в соляных породах // Проектирование и строительство трубопроводов и газонефтепромысловых сооружений. – 1974. – № 7. – С. 21–24.
11. Громов Б.В. Введение в химическую технологию урана. – М.: Атомиздат, 1978. – 102 с.
12. Добыча урана методом подземного выщелачивания / Под ред. В.А. Мамилова. – М.: Атомиздат, 1900. – 248 с.
13. Дудко П.М. Рассолопромыслы. – М.: Недра, 1986. – 110с.
14. Дядькин Д.Ю. Извлечение и использование тепла Земли: учеб. пособие. – Л.: Изд-во ЛГУ, 1977. – 82 с.
15. Гнеденко В.В. Математические методы в теории надежности. – М.: Наука, 1966. – 524 с.
16. Изучение и использование геотермических ресурсов. – М.: Мир, 1975, – 232 с.
17. Ион Д.С. Мировые энергетические ресурсы: / Д.С. Ион; Пер. с англ. / Под ред. А.С. Астахова. – М.: Недра, 1984. – 368 с.
18. Калабин А.И. Добыча полезных ископаемых подземным выщелачиванием и другими геотехнологическими методами. – М.: Атомиздат, 1981. – 304 с.
19. Кириченко И.П. Химические способы добычи полезных ископаемых. – М.: Изд-во АН СССР, 1958. – 104 с.
20. Колоколов О.В. Охрана окружающей среды при подземной разработке месторождений полезных ископаемых. – Киев – Донецк: Выща шк., 1986. –

232 с.

21. Конторович В.В. Основы теории горения и газификации твердого топлива. – М.: Изд-во АН СССР, 1958. – 698 с.

22. Крейнин Е.В. Подземная газификация угольных пластов. – М.: Недра, 1982. – 151 с.

23. Лунев Л.И. Инженерные расчеты подземного выщелачивания металлов. – М.: Изд-во МГРИ, 1977. – 52 с.

24. Минчареев Р.Ш. Эксплуатация месторождений битумов и горючих сланцев./ Минчареев Р.Ш., Тучков И.И. – М.: Недра, 1980. – 572 с.

25. Мищенко Н.В. Приоритет русского инженера К. Патканова в открытии метода извлечения серы из самородных руд // Горный журнал. – 1950. – № 10. – С. 21–24.

26. Мосинец В.Н. Уранодобывающая промышленность и окружающая среда./ Мосинец В.Н., Грязнов М.В.– М.: Энергоатомиздат, 1983. – 210 с.

27. Осипов Г.М. Современное состояние и перспективы развития техники и технологии сооружения геотехнологических скважин: Материалы семинара-симпозиума «Бурение геотехнологических скважин»./ Г.М.Осипов – М.: Недра, 1984. – С. 6-16.

28. Пермяков Р.С. Технология добычи солей. – Метод обрушения прошаרקів нерозчинних порід в камері./ Р.С. Пермяков, В.С. Романов, М.П. Бельды – М.: Недра, 1981. – 272 с.

29. Ржевский В.В. Основы физики горных пород./ В.В. Ржевский, Г.Я. Новик – М.: Недра, 1984. – 359 с.

30. Системный анализ и структура управления / под общ. ред. В.Г. Шорина. М.: Знание, 1975, – 320 с.

31. Справочник по разработке соляных месторождений / Р.С. Пермяков, О.В. Ковалев, В.Я. Пинский и др. – М.: Недра, 1986. – 212 с.

32. Сургуев М.Л. Методы контроля и регулирования процесса разработки нефтяных месторождений./ М.Л. Сургуев – М.: Недра, 1978. – 210 с.

33. Труды первого симпозиума Организации Объединенных Наций по разработке и использованию запасов горючих сланцев. – Таллинн: Валгус, 1970. – 623 с.

34. Хубка В. Теория технических систем/ В. Хубка; пер. с нем. – М.: Мир, 1987. – 208 с.

35. Чекунов А.В. Физико-технические проблемы использования энергии взрыва при совершенствовании скважинных геотехнологических систем извлечения полезных ископаемых // Взрывные работы в грунтах и горных породах: Сб. науч. тр. / А.В. Чекунов, А.А. Вовк, А.В. Михалюк / Ред. колл.: А.А.Вовк (отв. ред.) и др. – К.: Наук, думка, 1984. – С. 3 – 26.

36. Чуханов З.Ф. Процесс газификации кокса и проблемы подземной газификации топлива./ З.Ф. Чуханов– М.: Изд-во АН СССР, 1957. – 240 с.

37. Янченко Г.Л. Тепловой баланс процесса подземной газификации угля. учебное пособие./ Г.Л. Янченко – М.: МГИ. 1988. – 42 с.

Табаченко Микола Михайлович
Дичковський Роман Омелянович
Владико Олександр Борисович
Мальцев Дмитро Валерійович
Фальштинський Володимир Сергійович
Яворський Андрій Васильович
Лозинський Василь Григорович

ФІЗИКО-ХІМІЧНА ГЕОТЕХНОЛОГІЯ
МАТЕРІАЛИ МЕТОДИЧНОГО ЗАБЕЗПЕЧЕННЯ
до практичних занять з дисципліни
для студентів спеціальності 184 Гірництво

Видано у редакції авторів.

Підписано до друку 24.11.2015. Формат 30×42/4.
Папір офсет. Ризографія. Ум. друк. арк. 3,5.
Обл.-вид. арк. 3,4. Тираж 15 прим. Зам. №

Державний ВНЗ «Національний гірничий університет»
49005, м. Дніпропетровськ, просп. К. Маркса, 19.