

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
ДЕРЖАВНИЙ ВИЩИЙ НАВЧАЛЬНИЙ ЗАКЛАД
«ДОНЕЦЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ»
КАФЕДРА ПРИРОДООХОРОННОЇ ДІЯЛЬНОСТІ

МЕТОДИЧНІ ВКАЗІВКИ
ДО ВИКОНАННЯ ПРАКТИЧНИХ ЗАНЯТЬ З ДИСЦИПЛІНИ
«ЗАХИСТ НАВКОЛИШНЬОГО СЕРЕДОВИЩА ПРИ ЛІКВІДАЦІЇ
ПІДПРИЄМСТВ ПЕК»
ДЛЯ СТУДЕНТІВ ТЕХНІЧНИХ СПЕЦІАЛЬНОСТЕЙ
ВСІХ ФОРМ НАВЧАННЯ

Луцьк, 2023

УДК 502/504:005.416

М 54

Методичні вказівки до виконання практичних занять з дисципліни «Захист навколишнього середовища при ліквідації підприємств ПЕК» для студ. техніч. спеціальностей. всіх форм навчання/ уклад. В.К. Костенко, О.П. Богомаз. – Луцьк: ДВНЗ «ДонНТУ», 2023. – 69 с.

У методичних вказівках наведено теоретичний матеріал, методики розрахунків, довідкові дані, список літератури, різні варіанти завдань, які виконуються студентам індивідуально.

Укладач: Віктор КОСТЕНКО, проф., д.т.н., зав.каф. ПД
Ольга БОГОМАЗ, д-р. філ., доц. каф. ПД

Рецензент: Артем МЕРЗЛІКІН, доц., к.т.н., доц. каф. РРКК

Відповідальний за випуск: Віктор КОСТЕНКО, проф., д.т.н., зав.каф. ПД

Затверджено навчально-методичним відділом ДонНТУ,
Протокол № 8 від 30.05.2023 р.

Розглянуто на засіданні кафедри природоохоронної діяльності,
протокол №11 від 22.05.2023

© ДонНТУ, Костенко, В.К.,
Богомаз О.П., 2023

ЗМІСТ

ВСТУП.....	4
ПРАКТИЧНА РОБОТА №1 ОСОБЛИВОСТІ ФУНКЦІОНУВАННЯ ПАЛИВНО-ЕНЕРГЕТИЧНОГО КОМПЛЕКСУ УКРАЇНИ.....	5
ПРАКТИЧНА РОБОТА №2 СПОСОБИ ЗАКРИТТЯ ВУГІЛЬНИХ ШАХТ. ОСНОВНЕ ОБЛАДНАННЯ ВОДОВІДЛИВНИХ КОМПЛЕКСІВ.....	9
ПРАКТИЧНА РОБОТА №3 ОРГАНІЗАЦІЙНО-ТЕХНІЧНІ СПОСОБИ ЗАКРИТТЯ ШАХТ. КЛАСИФІКАЦІЯ ШАХТ ЗА ГІДРОГЕОЛОГІЧНИМИ УМОВАМИ ЇХ ЛІКВІДАЦІЇ ШЛЯХОМ ЗАТОПЛЕННЯ.....	13
ПРАКТИЧНА РОБОТА №4 ОРГАНІЗАЦІЙНО-ТЕХНІЧНІ СПОСОБИ ЗАКРИТТЯ ШАХТ. ПРОГНОЗ ГІДРОДИНАМІЧНОГО РЕЖИМУ ЗАТОПЛЕННЯ ШАХТ.....	16
ПРАКТИЧНА РОБОТА №5 ОРГАНІЗАЦІЙНО-ТЕХНІЧНІ СПОСОБИ ЗАКРИТТЯ ШАХТ. ОЦІНКА УМОВ ПІДТОПЛЕННЯ ТА ЗАБОЛОЧУВАННЯ ПОЛІВ ЗАТОПЛЮВАНИХ ШАХТ.....	21
ПРАКТИЧНА РОБОТА №6 ЕКОЛОГІЧНІ НАСЛІДКИ ЛІКВІДАЦІЇ ШАХТ. ОЦІНКА РАЦІОНАЛЬНОГО ВИКОРИСТАННЯ ТЕРИТОРІЇ У ЗОНІ ГІРНИЧОГО ПІДПРИЄМСТВА.....	24
ПРАКТИЧНА РОБОТА №7 ЕКОЛОГІЧНІ НАСЛІДКИ ЛІКВІДАЦІЇ ШАХТ. ЕКОНОМІЧНА ОЦІНКА ЕКОЛОГІЧНИХ ЗБИТКІВ ВІД ПОРУШЕННЯ ҐРУНТІВ ПРИ ВЕДЕННІ ГІРНИЧИХ РОБІТ.....	33
ПРАКТИЧНА РОБОТА №8 ПОРОДНІ ВІДВАЛИ ШАХТИ. РОЗРАХУНОК ВИКИДІВ ПИЛУ З ПОРОДНОГО ВІДВАЛУ.....	38
ПРАКТИЧНА РОБОТА №9 РОЗРАХУНОК ОБСЯГУ ВИКИДІВ В АТМОСФЕРУ З ВІДКРИТИХ СКЛАДІВ ВУГІЛЛЯ.....	44
ПРАКТИЧНА РОБОТА №10 ПОРОДНІ ВІДВАЛИ. РОЗРАХУНОК ВИКИДІВ ШКІДЛИВИХ РЕЧОВИН ПІД ЧАС ТРАНСПОРТУВАННЯ ГІРНИЧОЇ МАСИ.....	50
ПРАКТИЧНА РОБОТА №11 МЕТАН ЗАКРИТИХ ШАХТ. ВИКОРИСТАННЯ МЕТАНУ ТА БОРОТЬБА З ЙОГО ВИКИДАМИ.....	57
ПРАКТИЧНА РОБОТА №12 МЕТАН ЗАКРИТИХ ШАХТ. МІГРАЦІЯ МЕТАНУ З ВИРОБЛЕНОГО ПРОСТОРУ ЗАКРИТИХ ШАХТ.....	62
СПИСОК РЕКОМЕНДОВАНОЇ ЛІТЕРАТУРИ.....	69

ВСТУП

Дисципліна «Захист навколишнього середовища при ліквідації підприємств ПЕК» – є однією з важливих навчальних дисциплін підготовки фахівців для роботи на підприємствах паливно-енергетичного комплексу України.

Навчальним планом та робочою програмою дисципліни «Захист навколишнього середовища при ліквідації підприємств ПЕК» передбачено виконання студентами практичних робіт, які виконуються з урахуванням теоретичних знань, отриманих під час лекційних занять.

Методичні вказівки для виконання практичних занять мають на меті надати студентам необхідні знання та вміння щодо:

- форм зміни факторів впливу на довкілля при завершенні експлуатаційної діяльності підприємств паливно-енергетичного комплексу;
- процедури розробки, узгодження й затвердження технічних рішень, спрямованих на охорону навколишнього середовища при ліквідації підприємств паливно-енергетичного комплексу;
- аналізу зміни природних факторів і прогнозування розвитку ситуації в гірничодобувних регіонах при ліквідації вугільних підприємств;
- вибору основних технічних рішень з охорони водних ресурсів, атмосферного повітря й земної поверхні в межах гірничих і земельних відводів ліквідованих вугільних шахт.

Дані методичні вказівки пропонується використовувати для виконання практичних занять студентами технічних спеціальностей всіх форм навчання з дисципліни «Захист навколишнього середовища при ліквідації підприємств ПЕК», яка викладається на кафедрі «Природоохоронна діяльність».

ПРАКТИЧНА РОБОТА №1

ОСОБЛИВОСТІ ФУНКЦІОНУВАННЯ ПАЛИВНО-ЕНЕРГЕТИЧНОГО КОМПЛЕКСУ УКРАЇНИ

Мета роботи: розглянути сучасний стан та перспективні напрями розвитку паливно-енергетичного комплексу України

1.1 ТЕОРЕТИЧНА ЧАСТИНА

Паливно-енергетичний комплекс завжди був і залишається найважливішою складовою національної безпеки та економічного зростання держави. Від розвитку галузей ПЕК значною мірою залежить динаміка, масштаби та техніко-економічні показники суспільного виробництва, насамперед промисловості.

Паливно-енергетичний комплекс (ПЕК) – це складна система, що включає сукупність виробництв, процесів, матеріальних пристроїв з видобутку паливно-енергетичних ресурсів (ПЕР), їх перетворення, транспортування, розподілу та споживання як первинних ПЕР, так і перетворених видів енергоносіїв.

Паливно-енергетичний комплекс поєднує галузі, пов'язані з:

- видобутком та виробництвом первинних енергетичних ресурсів;
- перероблюванням первинних ресурсів на інші види палива;
- перетворенням первинних ресурсів на інші види енергії (електрична, теплова енергія та ін.);
- транспортуванням та розподілом по споживачах первинних ресурсів.

Паливно-енергетичний комплекс ставить на меті два основні завдання:

- 1) забезпечення населення та економіку всіма видами енергії;
- 2) забезпечити бюджет України за рахунок експорту енергоресурсів, насамперед електроенергії та вугілля.

Основним первинним джерелом енергії є паливо, що забезпечує виробництво понад 50% електроенергії та використовується на промислових підприємствах для технологічних цілей та опалення промислових печей (наприклад, у металургії – доменних, мартенівських, нагрівальних, випалювальних та ін.)

Існуючі види палива поділяються на три групи: тверді, рідкі та газоподібні. У кожній із цих груп розрізняють палива природні та штучні. Усі природні джерела енергії поділяються на невідновлювальні та відновлювальні або альтернативні. Своєю чергою невідновлювальні джерела енергії бувають традиційними та нетрадиційними. Серед нетрадиційних невідновлювальних джерел енергії виділяють ті джерела, освоєння яких у XXI столітті є реальним, а також гіпотетичні джерела – видобування яких на даний час можливе лише за наявності спеціальної технології та відповідної техніки. Загальна класифікація основних природних джерел енергії наведена на рисунку 1.1.



Рисунок 1.1 – Основні природні джерела енергії

Паливно-енергетичний комплекс України має свої особливості та є далеким від стандартів країн Європи та США. Останні десятиріччя в ньому спостерігається глибока криза. Розвиток в Україні монополістсько-олігархічних ринкових відносин у функціонуванні паливно-енергетичного комплексу, відсутність реальної конкуренції та чіткої специфікації власності прав в умовах надмірно безвідповідального управління національною економікою напівтінювих бізнес-структур і потужних політичних еліт призвело до суттєвого падіння видобутку первинних енергоресурсів і значне скорочення промислового виробництва.

Незаміщення компенсаторного росту внаслідок катастрофічно низьких обсягів цільового геологорозвідування в надрах ефективних запасів природного газу, нафти та викопного вугілля, видобутого за останні 20 років, і низький ступінь використання альтернативних і відновлюваних джерел енергії – нижче мінімальної критичної межі в національній енергетиці балансу, визначив системну залежність економіки України від імпорту природного газу, нафтопродуктів, викопного вугілля та антрациту за завищеними нерівноважними цінами. Так, на імпорт нафти, газу та вугілля країна щороку витрачає понад 11 млрд. дол., що є фатальним для нашої економіки.

Для України енергетична безпека в складних сучасних умовах – це стан захищеності загальнодержавних інтересів своїх громадян, суспільства, основних галузей промисловості, регіонів, територій і населених пунктів від системних загроз для ефективного теплопостачання та надійного функціонування паливно-енергетичного комплексу. Тому енергетична безпека України має бути невід'ємною складовою національної безпеки, а

забезпечення національної безпеки є одним із пріоритетів діяльності державної збалансованої енергетичної політики.

Найважливішими принципами забезпечення ефективної енергетичної безпеки України є:

- гарантоване та надійне енергозабезпечення економіки та населення країни в повному обсязі і за збалансованими оптимальними цінами в нормальних умовах і в мінімальному необхідному обсязі у кризові періоди або при виникненні різного роду надзвичайних ситуацій;

- ефективний контроль з боку держави та органів місцевого самоврядування за надійним енергопостачанням базових галузей промисловості, соціальних секторів та об'єктів, що забезпечують безпеку держави;

- збалансоване відтворення та зростання запасів первинних енергетичних ресурсів у відповідності до швидкості споживання відпрацьованого палива і розробку відновлювальних або альтернативних джерел енергії;

- раціональна та економічно стійка диверсифікація використовуваних видів палива та енергії, а також сталий та ощадливий розвиток національної енергетики;

- створення сприятливих економічних умов і стимулів для розвитку інноваційних напрямків в енергетиці, запобігання марнотратству енергії та підвищення енергетичної ефективності національної економіки;

- максимально можливе використання в усіх технологічних процесах та нововведеннях конкурентоспроможного обладнання, що виготовлено у межах України.

Ефективність функціонування національного паливно-енергетичного комплексу та його здатність до сталого інноваційно-інвестиційного розвитку залежатиме передусім від цілісності її структурно єдиної системи, мінерально-сировинної, виробничо-господарського потенціалу. Водночас національна інвестиційна політика в енергетиці та вугільній промисловості України має базуватися на економічній та екологічній ефективності, оптимальному енергоспоживанні та збалансованості цін на первинні енергетичні ресурси, тепло та електроенергію.

Надійне функціонування паливно-енергетичного комплексу України в середній та довгостроковій перспективі можуть бути забезпечені лише на основі комплексної концепції сталого розвитку, яка дозволить узагальнити та збалансувати національні, регіональні та ринково-корпоративні інтереси відповідно до прогнозованих соціально-економічних макропоказників економічної стратегії України на період до 2035 року. Зокрема, на основі докорінного технологічного оновлення та модернізації виробництва з урахуванням входження України до загальноєвропейського енергетичного простору та шляхом реалізації виваженої податкової та цінової державної політики.

Негативні тенденції зниження ролі промисловості в трансформації національної економіки в єдиний європейський економічний простір також

має бути подолано, шляхом суттєвого зменшення енергоємності ВВП країни, принаймні до середньоєвропейського рівня, максимального використання наявного мінерально-сировинного потенціалу для збільшення власного видобутку вуглеводнів, урану, вугілля і метану з вугільних пластів і родовищ, а також значного збільшення частки відновлюваних джерел енергії в кінцевій енергії споживання.

Низька рентабельність розробки більшості розвіданих родовищ вуглеводнів та кам'яного вугілля має бути доведено до економічно прийняттого стану за рахунок впровадження нових екологічно чистих технологій, а також розробки та комплексного використання інноваційної сировини, яка зараз віднесена до розряду "відходів". Перспективним напрямом, який сприятиме розвитку паливно-енергетичного комплексу України є розробка родовищ природного газу щільних порід, а також видобуток та використання метану, який зосереджений у вугільних шахтах Донбасу.

Таким чином, раціональне використання національних паливно-енергетичних ресурсів шляхом реконструкції та модернізації виробництва, використання нових технологій та інноваційних досягнень науки та техніки створять надійну матеріальну та енергетичну базу стабілізації та сталого функціонування національної промисловості та інноваційно-інвестиційного розвитку національної економіки.

1.2 ПРАКТИЧНА ЧАСТИНА

Завдання. Письмово дати відповіді на питання.

1. Поняття паливно-енергетичного комплексу. Галузі, що поєднує ПЕК.
2. Завдання ПЕК.
3. Класифікація природних джерел енергії.
4. Особливості ПЕК України.
5. Принципи забезпечення ефективної енергетичної безпеки України.
6. Фактори, від яких залежить ефективність функціонування паливно-енергетичного комплексу України.
7. Забезпечення сталого розвитку ПЕК України.

Література [1, 3, 4]

ПРАКТИЧНА РОБОТА №2

СПОСОБИ ЗАКРИТТЯ ВУГІЛЬНИХ ШАХТ. ОСНОВНЕ ОБЛАДНАННЯ ВОДОВІДЛИВНИХ КОМПЛЕКСІВ

Мета роботи: ознайомитися зі способами видачі води з шахт, розглянути варіанти монтажу та обслуговування занурювальних насосів.

2.1 ТЕОРЕТИЧНА ЧАСТИНА

У практиці закриття шахт використовується три способи їх фізичної ліквідації:

- повне затоплення шахти («мокра» ліквідація, консервація);
- «суха» ліквідація (консервація) шахти зі збереженням штатного водовідливу;
- часткове затоплення виробок шахти до певного геометричного рівня («напівсуха» ліквідація, консервація).

При припиненні видачі води з шахти, що ліквідується, порушується екологічна безпека прилеглої до неї місцевості. Відбувається заболочування сільгоспугідь, руйнування будівель та споруд, порушується цілісність автомобільних шляхів та залізничних колій. Тому після ліквідації шахти видача води продовжується. Це відбувається у більш полегшених умовах експлуатації, оскільки вода не забруднюється механічними домішками. Однак традиційний підхід до проєктування та спорудження комплексу водовідливу з «сухою» установкою насосних агрегатів із відцентровими секційними насосами типу ЦНС потребує значних капітальних та експлуатаційних витрат. У цьому випадку необхідне збереження значного обсягу гірничих виробок, а при організації групового водовідливу ряду шахт, що ліквідуються, і додаткової проходки виробок, а саме: насосної камери, водозбірників, камери розподільного пункту, виробок навколоствольного двору, а також збереження двох стволів для провітрювання навколоствольного двору та організації механізованої доставки обладнання, матеріалів та персоналу з обслуговування комплексу водовідливу, електросилового обладнання, апаратури автоматизації, контролю, сигналізації та зв'язку. Крім того, необхідно мати в постійній експлуатації вентиляторну, калориферну, підйомну установки, котельню, поверхневу підстанцію, тобто, майже всі шахтні стаціонарні установки, які властиві шахті, що діє. Для вирішення цієї багатофакторної задачі запропоновані сучасні технічні рішення, які забезпечують надійну і безпечну роботу водовідливних комплексів.

Найбільш доцільним і економічно вигідним способом видачі води з шахт, що ліквідуються, є використання стовбурів або свердловин і занурювальних насосних агрегатів. Для цих цілей використовуються стовбури, стан кріплення яких відповідає гірничо-геологічним та геомеханічним умовам, що забезпечують довготривалу стійкість.

При виборі ствола, що приймається до оснащення занурювальними насосами, визначальними є наступні фактори: глибина ствола, наявність підйомної установки та армування, переріз, місцезнаходження на промисловому майданчику шахти та ін., що впливають на можливість ведення робіт з монтажу занурювальних насосів.

До найбільш поширених належать такі технологічні схеми розміщення занурених електронасосних агрегатів:

- 1) У вертикальних шахтних стволах або в інших виробках, що виходять на земну поверхню.
- 2) У наявних на шахті або спеціально пробурених з поверхні свердловин.
- 3) У горизонтальних виробках або похилих стовбурах за спеціальною гідроізолюючої перемичкою.
- 4) У підземних виробках закритих або ліквідованих шахт.

При виборі занурювальних насосних агрегатів для обладнання комплексів водовідливів необхідно проводити техніко-економічне порівняння варіантів застосування насосів як українського, так і закордонного виробництва. Основними критеріями оцінки при виборі занурювальних електронасосів є:

- величина максимального припливу;
- діаметр і довжина напірного трубопроводу;
- час, що необхідний для заміни насоса;
- рівень води в стовбурі;
- геометрична висота нагнітання;
- простота в монтажі та експлуатації;
- надійність та довговічність;
- комплектність постачання;
- досвід експлуатації;
- вартість обладнання.

В якості основного обладнання для водовідливних комплексів можуть служити заглибні електронасосні агрегати ЕЦВ і АНПШ виробництва спеціалізованих заводів України, фірм «Flygt», «Ritz», «Grundfos», «Wernert-Pumpen», KSB (Клаін-Шанцлін-Беккер), «Pleger»(Німеччина), «Hayward-Tyler» (Англія), що застосовуються в шахтному і кар'єрному водовідливі, а також спеціальні види занурених засобів відкачування, в тому числі турбогідронасоси.

До основних недоліків заглибних електронасосних агрегатів закордонних фірм, що застосовуються в шахтних водовідливних установках України, слід віднести:

- низьку надійність і малий ресурс насосів в шахтній воді;
- високу ціну;
- складність з постачанням запасних частин;
- відсутність сервісних центрів;
- громіздку і ненадійну систему контролю агрегатів.

В агрегатах українського виробництва застосовані рішення, що дозволяють уникнути зазначені недоліки. Отже, застосування зарубіжних насосів доцільно лише в тих випадках, коли вітчизняні апарати не підходять за своїми характеристиками для ліквідованої шахти.

Умовою безвідмовної роботи з'єднань і труб є профілактичний ремонт і дефектація елементів трубопроводу. В залежності від умов прийнятої схеми організації відкачування шахтних вод зануреними електронасосними агрегатами потрібна розробка технології спуско-підйомних операцій, монтажу та демонтажу трубопроводів, підвіски їх з насосними агрегатами. В кожному випадку повинна бути розглянута можливість використання наявних шахтних підйомних машин, копрів з підшківними майданчиками і шківками для виконання спуско-підйомних операцій.

Управління та захист заглибних електродвигунів здійснюється за допомогою спеціальних систем, які забезпечують безперервний контроль поточних характеристик, зміна налаштування параметрів захисту, режимів роботи установки і її зупинку при виникають порушення.

При відкачуванні шахтних вод з високим вмістом хімічних і механічних домішок відбувається їх інтенсивне відкладення, що погіршує теплообмін між двигуном і водою, що його охолоджує, тому в конструкцію електрообладнання вводяться датчики для контролю температурного режиму роботи.

Існує два варіанти монтажу та обслуговування занурювальних насосів.

І варіант – монтаж та обслуговування занурювальних насосів передбачається з використанням існуючих підйомних установок ствола, що зберігається, які в більшості випадків по вантажопідйомності дозволяють здійснити спуск-підйом занурювального насоса в зборі або окремими вузлами.

Установка занурювальних насосів передбачається на спеціальній робочій полиці, що споруджується на 3-5 м вище за робочий рівень підтоплення стовбура. Кріплення напірного трубопроводу приймається за традиційною схемою за допомогою опорних коліна та стільця, компенсатора та підтримуючих хомутів. Силовий броньований і контрольні кабелі прокладаються по кабельним конструкціям.

Для безпечного ведення монтажу агрегатів та можливого демонтажу, у разі потреби, вище робочої полки влаштовуються запобіжні полиці. Примусове провітрювання незатоплюваної частини ствола здійснюється за допомогою вентиляторів місцевого провітрювання по вентиляційній трубі, що прокладається по стволу до робочої полиці.

Контроль стану повітряного середовища у стовбурі передбачається за допомогою стаціонарної апаратури автоматичного контролю метану та СО з виведенням інформації оператору комплексу. Для обслуговування встановленого в стволі обладнання, електрообладнання, апаратури контролю, сигналізації та зв'язку використовується підйомна установка. Для аварійного виходу людей додатково передбачається обладнати ходове відділення стовбура.

II варіант – монтаж та обслуговування занурювальних насосних агрегатів передбачається безпосередньо з поверхні без доступу людей в шахту.

Насосний агрегат підвішується до колони водопідйомних труб і кріпиться на опорній плиті у гирлі ствола.

Для спуску-підйому занурювальних насосів з колоною труб передбачається використання пересувних прохідницьких лебідок відповідної вантажопідйомності з використанням існуючого копра.

В якості водопідйомних труб приймаються обсадні труби відповідно до чинних стандартів з муфтовими з'єднаннями, розраховані як на радіальні зусилля від внутрішнього тиску, так і на поздовжні зусилля від ваги агрегату і колони водопідйомних труб. Кріплення силового та контрольних кабелів здійснюється безпосередньо до колони водопідйомних труб.

Для запобігання пошкодженню насосного агрегату спуск його передбачається здійснювати за існуючими провідниками армування ствола з улаштуванням спеціальних черевиків ковзання.

Примусове провітрювання незатоплюваної частини ствола передбачається за допомогою вентилятора місцевого провітрювання, що встановлюється біля гирла ствола і навішуванням гофрованої вентиляційної труби на тросах, що опускається на канатних провідниках з поверхні.

В результаті застосування другого способу досягається:

- скорочення капітальних витрат за 20-30%;
- скорочення витрат з експлуатації підйомної установки, обладнання та електрообладнання у стволі;
- скорочення обслуговуючого персоналу з обслуговування комплексу водовідливу – на 50-55%;
- зниження витрат електроенергії – на 20-25%.

Даний варіант монтажу та експлуатації занурювальних насосів може бути рекомендований для більшості шахт, що ліквідуються з частковим підтопленням гірничих виробок до безпечного рівня.

2.2 ПРАКТИЧНА ЧАСТИНА

Завдання. Письмово дати відповіді на питання.

1. Назвіть способи фізичної ліквідації шахт.
2. Недоліки спорудження комплексу водовідливу з «сухою» установкою насосних агрегатів.
3. Технологічні схеми розміщення занурених електронасосних агрегатів
4. Критерії вибору занурювальних електронасосів.
5. Які основні недоліки та переваги заглибних електронасосних агрегатів закордонних фірм, що застосовуються в шахтних водовідливних установках України та агрегатів українського виробництва?
6. За рахунок чого здійснюється управління та захист заглибних електродвигунів.

7. Опишіть варіанти монтажу та обслуговування занурювальних насосів.

Література [7, 8].

ПРАКТИЧНА РОБОТА №3

ОРГАНІЗАЦІЙНО-ТЕХНІЧНІ СПОСОБИ ЗАКРИТТЯ ШАХТ. КЛАСИФІКАЦІЯ ШАХТ ЗА ГІДРОГЕОЛОГІЧНИМИ УМОВАМИ ЇХ ЛІКВІДАЦІЇ ШЛЯХОМ ЗАТОПЛЕННЯ

Мета роботи: ознайомитися з основними критеріями класифікації вугільних шахт за гідрогеологічними умовами їх затоплення

3.1 ТЕОРЕТИЧНА ЧАСТИНА

Класифікація шахт за гідрогеологічними умовами їх затоплення може бути виконана за трьома основними критеріями:

1. За складністю вирішуваних гідрогеологічних завдань;
2. За характером формування і складності прогнозу притоку води у гірничі виробки і вироблений простір;
3. За умовами гідравлічного зв'язку затоплюваної шахти з сусідніми експлуатованими.

Згідно з першим критерієм можна виділити дві категорії затоплюваних шахт:

- поодинокі, відокремлено розташовані шахти;
- ліквідовані шахти, що є сусідами з експлуатованими.

Незалежно від категорії ліквідованих шахт, доцільно виділити кілька типів умов їх затоплення в залежності від характеру формування притоку підземних вод в гірничі виробки.

I тип – прості умови. Характеризуються малими глибинами гірничих робіт (до 100 м), відсутністю витриманих водоносних горизонтів у вугленосній товщі та в покривних відкладеннях. Водопритоки у вироблений простір формуються за рахунок інфільтрації атмосферних опадів по площі очисних гірничих робіт через зону водопровідних тріщин над виробленим простором.

Величина притоку води в шахту пропорційна площі очисних робіт, може змінюватися в річному циклі і не залежить від рівня затоплення гірничих виробок.

II тип – умови середньої складності. Середні глибини гірничих робіт (перші сотні метрів). Наявність при поверхневого водоносного горизонту, прив'язаного до зони вивітрювання вугленосних відкладень або до алювіальних відкладень. В основній покрівлі вугільного пласта (свити пластів) інших водоносних горизонтів немає. Зона водопровідних тріщин не досягає при поверхневого водоносного горизонту. Приплив води у

вироблений простір формуються за рахунок перетікання через пачку слабопроникнених відкладень, що залягають над верхньою межею зони водопровідних тріщин. Приплив води у шахту до її затоплення прямо пропорційний площі очисних гірничих робіт і практично не змінюється в річному циклі.

Припливи води у затоплювану шахту нелінійно залежать від рівня затоплення; оцінка притоку води можлива на основі простого гідродинамічного розрахунку.

ІІІ тип – складні умови затоплення. Притоки води у шахту формуються за рахунок водоносних горизонтів, що перетинаються зоною водопровідних тріщин. Величина притоку води залежить від фільтраційних параметрів і умов живлення дренажних водоносних горизонтів, від конфігурації площі очисних гірничих робіт та її положення щодо меж водоносних горизонтів.

При затопленні шахти змінюється приплив води в гірничі виробки в залежності від положення рівня затоплення. Задля оцінки змін притоку води в шахту потрібно кваліфікована схематизація і виконання складних гідродинамічних розрахунків. Особливі складності виникають при гідрогеологічному аналізі шахт другої категорії.

ІV тип – вельми складні умови. Характеризуються поєднанням умов ІІІ типу і ІІ або І типів. Притоки води в гірничі виробки формуються за рахунок дренажу водоносних горизонтів, що перетинаються зоною (або декількома зонами) водопровідних тріщин, а також за рахунок інфільтрації або перетікання з водорясних горизонтів по площі очисних гірничих робіт. Приток води в шахту залежить від рівня затоплення гірничих виробок. Ситуація ускладнюється при аналізі умов затоплення шахт другої категорії. Для прогнозу рівнів затоплення шахти, притоку води у сусідні шахти, прогнозування рівнів ґрунтових вод потрібна детальна гідрогеологічна схематизація та виконання складних гідродинамічних розрахунків або чисельне моделювання фільтраційних процесів з використанням комп'ютерних програм.

За третім критерієм класифікуються шахти тільки другої категорії. Гідравлічний зв'язок шахт визначається гідрогеологічними, геомеханічними та гірничо-технологічними факторами. При цьому слід враховувати взаємну залежність гідравлічного зв'язку шахт з умовами формування притоку води у затоплювану шахту.

При виконанні аналізу і класифікації варіантів гідравлічного зв'язку затоплюваної шахти з сусідніми необхідно розрізняти наступні поняття:

- фільтрація через розділові масиви над між шахтними ціликами і на ділянках виїмки свити пластів суміжними шахтами – процес, керований рівнем затоплення;

- вільне перетікання або організований перепуск шахтних вод по виробках і свердловинах з затоплюваної шахти в сусідні – прогнозований процес з можливою оцінкою витрати перетікання, що залежить від умов формування притоку води в затоплювану шахту;

- прорив шахтних вод з гірничих виробок затоплюваної шахти в експлуатовану; тобто раптове, не прогнозоване за обсягами, надходження води в гірничі виробки при миттєвому порушенні стійкості герметичних перемичок або тампонажу перепускних свердловин – надзвичайно небезпечний за наслідками і некерований процес.

З урахуванням зазначених видів гідравлічного зв'язку можна класифікувати умови затоплення шахти при експлуатації сусідніх з нею шахт.

Варіант 1 – найпростіші умови. Характеризуються наявністю надійних між шахтних ціликів по всіх відпрацьовуваних вугільних пластів, відсутністю водоносних горизонтів, що перетинаються зонами водопровідних тріщин над виробленим простором, обмеженими витратами фільтрації через між шахтні цілики та розділові масиви над ними. Ширина між шахтних ціликів перевищує або дорівнює ширині бар'єрних ціликів. Між шахтні цілики не перемкнуті гірничими виробками, свердловинами, тектонічними порушеннями і не підроблені.

Аналіз найпростіших умов може бути виконаний фахівцями проєктних організацій або працівниками геологомаркшейдерських служб на шахтах.

Варіант 2 – прості умови. Варіант характеризується явним активним гідравлічним зв'язком гірничих виробок або вироблених просторів затоплюваної і сусідньої з нею шахт. Активний гідравлічний зв'язок може бути реалізовано при затопленні шахти по непогашеним гірничим виробкам, що прорізають між шахтні цілики, по незатампонованих свердловинах, а також через цілики, підроблені пластами, що розташовані нижче. Прості умови гідравлічного зв'язку можуть бути визначені фахівцями проєктних організацій та геологомаркшейдерських служб шахт.

Варіант 3 – умови середньої складності. Гідравлічний зв'язок затоплюваної і сусідньої з нею шахт виявляється у вигляді фільтрації через непідроблені розділові масиви над між шахтними ціликами. Прогноз додаткового притоку води в експлуатовану шахту при різних рівнях затоплення ліквідованої шахти вимагає гідрогеологічної схематизації, що враховує умови формування водопритоку в затоплювану шахту, а також параметри розділових масивів, їх структуру, проникність, наявність і положення в них водоносних пластів. Аналіз умов гідравлічного зв'язку Середньої Складності виконується фахівцями-гідрогеологами.

Варіант 4 – складні умови. Гідравлічний зв'язок шахт реалізується на ділянках підробітку затоплюваної шахтою виробленого простору, гірничих виробок сусідньої шахти або між шахтних ціликів.

Аналогічний характер гідравлічного зв'язку проявляється на ділянках надроблення затоплюваної шахтою виробленого простору сусідньої шахти. Оцінка конкретного характеру гідравлічного зв'язку подібного роду вимагає комплексного геомеханічного і гідрогеологічного аналізу, що виконується спеціалістами певного профілю. Гідродинамічні розрахунки повинні виконуватися з урахуванням умов формування притоків води в затоплювану

шахту і фільтраційних характеристик масиву, підробленого при виїмці пласта або свити пластів.

Варіант 5 – дуже складні (небезпечні) умови. Характер прояву гідравлічного зв'язку між затоплюваної і експлуатованої шахтами не може бути надійно оцінений. Невизначеність прогнозу обумовлена можливістю раптового порушення ізолюючих перемичок у виробках, пройдених в між шахтних ціликах, порушення герметичності затампованих водоперепускних свердловин, ймовірністю прориву шахтних вод на ділянках підробітку або надробки виробленого простору експлуатованої шахти при межах пластами малої потужності. Ситуація вимагає комплексного геомеханічного, гідрогеологічного та технічного аналізу з вибором обґрунтованого рішення, що забезпечує безпека гірничих робіт, що виключає можливість прориву шахтних вод в експлуатовану шахту.

3.2 ПРАКТИЧНА ЧАСТИНА

Завдання. Письмово дати відповіді на питання.

1. Критерії класифікації шахт за гідрогеологічними умовами їх затоплення.
2. Категорії затоплюваних шахт.
3. Прості умови затоплення.
4. Затоплення в умовах середньої складності.
5. Складні умови затоплення.
6. Вельми складні умови затоплення.
7. Поняття, які слід враховувати при виконанні аналізу гідравлічного зв'язку шахт.
8. Класифікація умов затоплення шахти при експлуатації сусідніх з нею шахт.

Література [7, 8].

ПРАКТИЧНА РОБОТА №4 **ОРГАНІЗАЦІЙНО-ТЕХНІЧНІ СПОСОБИ ЗАКРИТТЯ ШАХТ.** **ПРОГНОЗ ГІДРОДИНАМІЧНОГО РЕЖИМУ ЗАТОПЛЕННЯ ШАХТ**

Мета роботи: розглянути алгоритм визначення тривалості періоду затоплення гірничих виробок.

4.1 ТЕОРЕТИЧНА ЧАСТИНА

Прогнозна оцінка режиму затоплення шахт виконується у межах певних гідродинамічних схем, які враховують конкретні умови формування водопотоків у затоплювану шахту та характер гідравлічного зв'язку цієї шахти з сусідніми.

Умови формування водопротоків у гірничі виробки при затопленні шахти будь-якої категорії визначаються в результаті гідрогеологічного аналізу інформації про зміну водопротоку у цю шахту при її будівництві та експлуатації, а також інших відомостей про геологічні та гірничо-технологічні

особливості шахти.

У результаті виконаного аналізу повинен бути визначений один з типів умов формування водопротоків у затоплювану шахту, згідно з класифікацією, наведеною у практичній роботі №3.

Швидкість підйому рівнів у гірничих виробках визначається величиною водопротоку в шахту і залежить від обсягу затоплюваних капітальних чи підготовчих виробок, а також від ступеня тріщинуватості (нестачі насичення) масивів, підроблених під час виїмки вугільних пластів.

Максимальну позначку затоплення шахти та швидкість підйому рівнів у затоплюваних виробках слід визначати, заздалегідь намічаючи кілька розрахункових положень (позначок) рівнів, інтервали між якими мають бути охарактеризовані певним водопротоком в шахту та обсягом капітальних та інших гірничих виробок, а також сумарною пустотністю осушеної зони підвищеної тріщинуватості над виробленим простором.

Для I типу умов формування водопротоків у шахту величина водопротоку не залежить від розрахункового положення (позначок) рівнів води в виробках, що затоплюються.

Для II - IV типів умов формування водопритоку в шахту слід оцінювати величину водопритоку, що відповідає кожному розрахунковому положенню (позначці) рівнів.

Для шахт другої категорії позначка максимально можливого рівня затоплення шахти визначається виходячи з балансу водопритоку у затоплювану шахту та можливого відтоку води до сусідніх шахт з урахуванням характеру гідравлічних зв'язків між шахтами, що розглядаються.

За відсутності вільного перетікання шахтних вод із затоплюваної шахти в сусідні за непогашеними виробками гранична (максимально можлива) відмітка затоплення ліквідованої шахти має визначатися рівністю водопритоку у затоплювану шахту та суми фільтраційних витрат через розділові масиви над ціликами між сусідніми шахтами, а також на ділянках підроблення (надроблення) очисних виробок суміжними шахтами. Баланс витрат оцінюється для кожного розрахункового положення рівня затоплення ліквідованої шахти.

Фільтраційна витрата Q ($\text{м}^3/\text{добу}$) через роздільний масив над між шахтним ціликом, що відповідає розрахунковому положенню рівнів у виробках затоплюваної шахти може бути визначений за формулою:

$$Q = \frac{k \cdot M \cdot (H_1 - H_2) \cdot L}{d} \quad (4.1)$$

де k – коефіцієнт фільтрації порід розділового масиву ($\text{м}/\text{добу}$);

M – висота зони водопровідних тріщин над виробленим простором розглянутого пласта (м);

H_1 – п'єзометричний натиск, що відповідає розрахунковій відмітці рівня в шахті, що затоплюється;

H_2 – п'єзометричний натиск, що відповідає позначці розглянутого вугільного пласта в середній частині цілика зі сторони експлуатованої шахти (м);

L – довжина розрахункової ділянки між шахтного цілика (м);

d – середня ширина між шахтного цілика на розрахунковій ділянці (м).

Для орієнтовних розрахунків коефіцієнти фільтрації слабопроникних літифікованих вугленосних відкладень на ділянці розділового масиву можуть бути прийняті в межах (10^{-2} - 10^{-3}) м/добу.

Висота зони водопровідних тріщин над виробленим простором визначається за фактичними даними, а за їх відсутності може бути визначена геомеханічним розрахунком.

За наявності в розподільчому масиві водоносних пластів, що перетинаються зоною водопровідних тріщин при виїмці розглянутого вугільного пласта, фільтраційна витрата в експлуатовану шахту через розділовий масив по кожному пласту визначається формулою:

$$Q = \frac{T \cdot (H_1 - H_2) \cdot L}{d} \quad (4.2)$$

де T – провідність водоносного пласта (м²/добу);

H_2 – п'єзометричний натиск, що відповідає позначці перетину підосви водоносного пласта зоною водопровідних тріщин у середній частині розрахункової ділянки цілика з боку експлуатованої шахти (м).

Інші позначення ті самі, що у формулі (4.1).

Фільтраційна витрата Q_F (м³/добу) перетікання між виробленими просторами затоплюваної та сусідньої з нею шахт може бути визначено за формулою:

$$Q_F = \frac{k_0 \cdot (H_1 - H_3) \cdot F}{m_0} \quad (4.3)$$

де H_1 – п'єзометричний натиск, що відповідає розрахунковій відмітці рівня в шахті, що затоплюється (м);

H_3 – п'єзометричний натиск, що відповідає або відмітці підосви вугільного пласта, вийнятого експлуатованою шахтою, в середній точці ділянки його підробітку, що затоплюється шахтою, або середній позначці верхньої межі зони водопровідних тріщин над виробленим простором експлуатованої шахти у разі його надроблення шахтою, що затоплюється (м);

F – площа ділянки підробітку або надроблення виробленого простору шахти, що експлуатується (м²);

$m_0 = M_0 - M$ – потужність пачки слабопроникних порід над верхньою межею зони водопровідних тріщин заввишки M при потужності M_0 міжпластя, що поділяє вироблений простір затоплюваної та експлуатованої шахт (м);

k_0 – коефіцієнт фільтрації слабопроникних порід в хрест їхнього

напластування (м/добу), який для орієнтовних розрахунків може бути прийнятий рівним до $k_0=10^{-3}$ м/добу.

Прогнозна оцінка фільтраційних витрат на ділянках підроблення (надроблення) суміжних пластів світи затоплюваної та експлуатованої шахт може бути виконана за результатами аналізу фактичного водопритоку у ці шахти з виявленням витрат перетікання між виробленими просторами.

Прогнозована фільтраційна витрата перетікання в експлуатовану шахту $Q_{F,\Pi}$ на ділянці підробітку може бути виконаний з урахуванням співвідношення

$$Q_{F,\Pi} = Q_{F,\Phi} \frac{\Delta H_{\Pi}}{\Delta H_{\Phi}} \quad (4.4)$$

де $Q_{F,\Phi}$ – фактична витрата перетікання на ділянці підроблення або надроблення (м³/добу);

ΔH_{Φ} та ΔH_{Π} – різниця напорів на покрівлі та підшві пачки слабопроникних порід потужністю m_0 відповідно при фактичних та прогнозованих (розрахункових) напорах у виробленому просторі шахти, що ліквідується.

Оцінка водопритоку, що надходять у шахту та залежать від рівня затоплення гірничих виробок (III та IV типи умов формування водопритоку), виконується фахівцями-гідрогеологами на основі гідродинамічних розрахунків

чи з використанням чисельних моделей геофільтрації.

За наявності активного гідравлічного зв'язку шахти, що затоплюється, із сусідньою експлуатованою через непогашене вироблення або свердловину, що перетинають між шахтні цілики, граничний рівень затоплення шахти, що ліквідується визначається максимальною відміткою гірничої виробки (свердловини) у межах цілика, (якщо вона виявиться нижчою, ніж гранична позначка затоплення, розрахована виходячи з рівності водопритоку в шахту, що затоплюється) і фільтраційних втрат у сусідні шахти через розділові масиви та на ділянках виїмки світи пластів суміжними шахтами.

Швидкість підвищення рівнів води у виробках затоплюваної шахти визначається для кожного інтервалу між заздалегідь наміченими розрахунковими положеннями рівнів затоплення. Для розрахункового інтервалу визначається середня величина водопритоку в шахту та обсяг заповнюваних водою порожнеч (гірських виробок та осушених тріщин над виробленим простором).

Розрахункова величина водопритоку в виробки, що затоплюються, для кожного наміченого положення рівнів затоплення дорівнює фактичному водопритоку в шахту.

Об'єм W_i незатоплених капітальних, підготовчих та очисних виробок (виробленого простору та порожнечі зони водопровідних тріщин над ним) слід оцінювати у межах розрахункового інтервалу відміток затоплення шахти за наступною загальною залежністю:

$$W_i = K_{\Pi} \cdot V_i \quad (4.5)$$

де V_i – об'єм (м^3) гірничої маси (вугілля та порід, що вміщують), вилученої під час проходження гірничої виробки в межах розрахункового інтервалу відміток затоплення шахти;

K_n – коефіцієнт пустотні масиву (відношення обсягу порожнеч, заповнюваних водою, до обсягу вийнятої при проходці вироблення гірської маси), що визначається з досвіду затоплення гірничих виробок методом аналогії.

За відсутності фактичних даних коефіцієнти пустотні масиву, складеного літіфікованими теригенними відкладеннями (пісковиками, аргілітами, алевролітами, глинистими сланцями) рекомендується приймати рівними:

Для всіх капітальних виробок, а також для інших непогашених виробок, пройдених по вугіллю або пісковикам.	1,0
Для виробок, пройдених по вугіллю та пісковикам та погашених із вилученням кріплення.	0,6-0,8
Для виробок, пройдених по аргілітам (алевролітам) та погашених із вилученням кріплення.	0,3-0,6
Для очисних виробок (виробленого простору та зони водопровідних тріщин над ним), пройдених на глибинах понад 100 м від поверхні вугленосної товщі, представленої переважно (понад 50%) аргілітами та алевролітами в межах зони водопровідних тріщин.	0,05-0,1
Для очисних виробок, пройдених на глибинах понад 100 м від поверхні вугленосної товщі, представленої переважно (понад 50%) пісковиками в межах зони водопровідних тріщин.	0,1-0,2
Для очисних виробок, пройдених у зоні вивітрювання вугленосної товщі (на глибинах менш ніж 100 м від її поверхні), представленої переважно (понад 50%) аргілітами та алевролітами.	0,2-0,4
Для очисних виробок, пройдених у зоні вивітрювання вугленосної товщі, представленої переважно пісковиками	0,4-0,1
Для очисних виробок, пройдених в умовах можливого зависання порід покрівлі, визначаються на підставі досвіду або геомеханічним розрахунком.	0,8-1,0

Тривалість періоду затоплення гірничих виробок між розрахунковими рівнями (позначками) визначається за формулою:

$$t_i = \frac{W_i}{Q_i} \quad (4.6)$$

де Q_i – середній (розрахунковий) водоприток ($\text{м}^3/\text{добу}$) в затоплювані виробки, визначений з урахуванням його можливої зміни в межах розрахункового інтервалу рівнів та фільтраційних втрат у сусідні шахти.

4.2 ПРАКТИЧНА ЧАСТИНА

Завдання. Письмово дати відповіді на питання.

1. Умови формування водопротоків у гірничі виробки при затопленні шахти.
2. Визначення величини водопротоку в шахту.
3. Визначення граничної відмітки затоплення ліквідованої шахти.
4. Розрахунок фільтраційних витрат для різних умов.
5. Прогнозна оцінка фільтраційних витрат.
6. Хто та на підставі яких даних виконує оцінку водопритоку.
7. Чим визначається граничний рівень затоплення шахти.
8. Визначення швидкості підвищення рівнів води.
9. Визначення об'єму незатоплених капітальних, підготовчих та очисних виробок.
10. Чому дорівнює коефіцієнти пустотні масиву.
11. Тривалість періоду затоплення гірничих виробок.

Література [10, 11].

ПРАКТИЧНА РОБОТА №5 ОРГАНІЗАЦІЙНО-ТЕХНІЧНІ СПОСОБИ ЗАКРИТТЯ ШАХТ. ОЦІНКА УМОВ ПІДТОПЛЕННЯ ТА ЗАБОЛОЧУВАННЯ ПОЛІВ ЗАТОПЛЮВАНИХ ШАХТ

Мета роботи: розглянути умови забруднення підземних вод, водойм і водотоків при ліквідації шахт.

5.1 ТЕОРЕТИЧНА ЧАСТИНА

Умови розвитку процесів підтоплення та заболочування полів затоплюваних шахт принципово відрізняються від умов, що формуються при осіданні земної поверхні в процесі ведення очисних робіт. Зміна сформованого до моменту затоплення шахти рівневого режиму ґрунтового водоносного горизонту залежить тільки від характеру його гідродинамічного зв'язку з водоносними горизонтами, що дренуються шахтою, або з затоплюваними гірськими виробками.

Якщо гранично можлива (максимальна) відмітка рівня затоплення гірничих виробок ліквідованої шахти другої категорії, не перевищує мінімальної позначки рівнів ґрунтових вод на полі ліквідованої шахти, то не слід очікувати зміни сформованого рівневого режиму ґрунтового водоносного горизонту.

Якщо зона водопровідних тріщин над виробленим простором на шахтах першої категорії досягає земної поверхні, то при затопленні шахт можливе підтоплення або заболочування підробленої території.

Якщо глибина залягання рівня ґрунтових вод на полях шахт першої та другої категорій менше рівня просідання земної поверхні, реалізованої при веденні очисних робіт, то для зміни рівневого режиму ґрунтових вод необхідно провести гідрогеологічний аналіз відновлення рівнів підземних вод з урахуванням умов живлення ґрунтового водоносного горизонту та характеру його гідравлічного зв'язку з дренуючими комплексами вугленосних відкладень. Гідрогеологічний аналіз і прогноз режиму ґрунтового водоносного горизонту повинен бути виконаний фахівцями-гідрогеологами.

Оцінка впливу прогнозованих змін рівня режиму ґрунтових водоносних горизонтів на екологічну обстановку району ліквідованої шахти виконується фахівцями відповідного профілю (сільськогосподарського, біологічного, медичного).

Оцінка умов забруднення підземних вод, водойм і водотоків при ліквідації шахт

Ліквідовані шляхом затоплення шахти можна класифікувати за небезпекою забруднення підземних вод, поверхневих водойм або водотоків, виділяючи такі типи:

I тип - шахти, безпечні за умовами забруднення підземних і поверхневих вод. До цього типу можна відносити шахти, які характеризуються малою мінералізацією шахтних вод (менше 1 г/літр), вміст шкідливих компонентів в яких не перевищує гранично допустимих концентрацій (ГДК)

II тип – шахти, потенційно небезпечні за умовами забруднення підземних і поверхневих вод. Мінералізація шахтних вод становить 1-5 г/літр або вміст шкідливих компонентів перевищує ГДК. Експлуатовані та проєктовані водозабори розташовані в декількох кілометрах від шахтного поля; горизонти питного водопостачання ізольовані, скидання шахтних вод у водойми і водотоки не планується.

III тип – шахти, небезпечні за умовами забруднення підземних і поверхневих вод. Мінералізація шахтних вод – понад 5 г/літр або вміст шкідливих компонентів перевищує ГДК. Водозабори підземних вод розташовані на відстані, що не перевищує 1 км від меж гірничих виробок. Планується скидання шахтних вод у водойми або водотоки.

Для ліквідованих шахт I типу не потрібно спеціальних прогнозних оцінок умов забруднення підземних або поверхневих вод.

Для ліквідованих шахт II типу потрібна оцінка можливості забруднення підземних або поверхневих вод; для шахт III типу необхідний прогноз умов забруднення підземних і поверхневих вод і розробка заходів щодо запобігання забруднення.

Прогноз забруднення повинен враховувати зміни гідродинамічного режиму підземних вод при ліквідації шахти і відповідні закономірності міграційних і сорбційних процесів. Аналіз і прогноз цих процесів повинен виконуватися спеціалізованою організацією.

Заходи з управління режимом підземних вод та забезпечення екологічної безпеки

Управління режимом затоплення шахт першої категорії планують для запобігання заболочування земної поверхні або забруднення підземних вод, для забезпечення додаткової виїмки запасів вугілля.

Управління режимом затоплення шахт другої категорії планують для забезпечення нормальних умов експлуатації сусідніх з ліквідованою шахт, запобігання проривів шахтних вод в експлуатовані шахти, а також регулювання рівня ґрунтових вод.

Основними технічними заходами, що забезпечують управління режимом затоплення шахт, є:

- організований перепуск вод із затоплюваної шахти в гірничі виробки сусідніх шахт з модернізацією водовідливних систем;
- відкачування шахтних вод зануреними насосами, що розміщуються на певних відмітках в стовбурах ліквідованої шахти;
- збереження або будівництво водовідливних комплексів на певних горизонтах затоплюваних шахт;
- спорудження ізолюючих перемичок в гірничих виробках, що прорізають міжшахтні цілики;
- закладка породою гірничих виробок на експлуатованій шахті поблизу міжшахтних ціликів, прорізаних гірськими виробками, в яких встановлені ізолюючі перемички сумнівної якості;
- буріння свердловин з поверхні, проходка штолень або стовбурів для організації виливу шахтних вод на певних відмітках.

Для регулювання рівного режиму ґрунтових водоносних горизонтів можуть бути заплановані дренажні заходи, що реалізуються на земній поверхні (проходка дренажних траншей або створення мережі водознижуючих свердловин).

Гідрогеологічні спостереження та контроль ефективності інженерних заходів при ліквідації шахт

У процесі затоплення шахт першої та другої категорій слід проводити спостереження за підйомом рівня в гірничих виробках за п'єзометрами (спостережними свердловинами або датчикам гідростатичного тиску), розміщеним в шахтних стовбурах або в інших виробках.

Затоплення шахт другої категорії має супроводжуватися спостереженнями за змінами водопритоків у шахти, сусідні з затоплюваною.

При доступності для спостережень ізолюючих перемичок в гірничих виробках, що з'єднують затоплювану шахту з експлуатованою, слід проводити систематичне обстеження стану перемичок і фіксацію можливих надходжень води з боку затоплюваної шахти.

В умовах потенційної небезпеки заболочування підроблених ліквідованою шахтою територій, яка визначається геомеханічними розрахунками, слід виконувати спостереження за рівнями ґрунтових вод по мережі п'єзометрів.

При потенційній небезпеці забруднення підземних вод необхідне проведення систематичних спостережень за відновленням рівнів дренажних шахтою водоносних горизонтів по мережі п'єзометрів. Конструкція мережі визначається в кожному конкретному випадку спеціалізованою організацією. У комплекс гідрогеологічних спостережень входить контроль зміни хімічного складу підземних вод.

Контроль режиму затоплення шахти повинен супроводжуватися спостереженнями за деформаціями земної поверхні при наявності на ній охоронюваних природних та інженерних об'єктів.

При самопереливі шахтних вод на земну поверхню в процесі затоплення шахти слід фіксувати витрати вилуї з гірничих виробок, технічних або розвідувальних свердловин.

При експлуатації на затоплюваній шахті системи водовідливу, передачі води на сусідні шахти або свердловини, обладнаних занурювальними насосами, необхідно систематично фіксувати продуктивність дренажних засобів та їх експлуатаційний стан.

Контроль гідродинамічного режиму затоплення шахти супроводжується спостереженнями за витісненням газу по гірських виробках або тріщинах в підробленому масиві.

За результатами гідрогеологічних спостережень слід проводити уточнення прогностичних оцінок та оперативне коригування проведених заходів з охорони природних та інженерних об'єктів.

5.2 ПРАКТИЧНА ЧАСТИНА

Завдання. Письмово дати відповіді на питання.

1. Опишіть умови зміни рівневого режиму ґрунтових вод.
2. Типи вугільних шахт за небезпекою забруднення підземних вод та поверхневих водних об'єктів.
3. Прогноз забруднення підземних вод та поверхневих водних об'єктів.
4. Гідрогеологічні спостереження при ліквідації шахт "мокрим" способом.

Література [10, 11].

ПРАКТИЧНА РОБОТА №6 ЕКОЛОГІЧНІ НАСЛІДКИ ЛІКВІДАЦІЇ ШАХТ. ОЦІНКА РАЦІОНАЛЬНОГО ВИКОРИСТАННЯ ТЕРИТОРІЇ У ЗОНІ ГІРНИЧОГО ПІДПРИЄМСТВА

Мета роботи: опанувати методику та навчитися розраховувати показники техногенного порушення земель на території гірничопромислового району

6.1 ТЕОРЕТИЧНА ЧАСТИНА

Площі земельних відводів, що виділяються гірничодобувним підприємствам, залежать від гірничо-геологічних умов, обраного способу відпрацювання родовища, параметрів схем розтину та систем розробки, способу відвалоутворення розкривних порід та інших технологічних факторів. Землі, виділені під промислові майданчики шахт, траншеї, що розкривають, кар'єрні виїмки, зовнішні та внутрішні відвали розкривних порід, хвостосховища, технологічні дороги, лінії електропередач на тривалий термін, виключаються з господарського користування та здебільшого є ерозійно-небезпечними територіями, що сприяють забрудненню прилеглих земельних угідь.

Як при функціонуванні гірничого підприємства, так і на стадії його ліквідації слід прагнути до оптимізації величини порушеності території та відчуження земель рельєфу місцевості у зоні гірничопромислового району (ГПР).

Площа техногенно-порушених земель ГПР:

$$S_{\text{тнз}} = S_{\text{СЗЗ}} - \sum_{i=1}^n S_{\text{тнз}_i}, \text{ га} \quad (6.1)$$

де $S_{\text{тнз}}$ – площі і-ї ділянки (зони) техногенно-порушених земель у ГПР, га;
 n – кількість ділянок.

Показник густини ураження території техногенно-лінійними формами порушень

$$P_{\text{плф}} = \frac{\sum_{i=1}^n S_{\text{лф}_i}}{S_{\text{гпр}}} \cdot 100, \% \quad (6.2)$$

де $S_{\text{лф}_i}$ – площа і-ї ділянки, порушеної техногенно-лінійними формами, га;
 $S_{\text{гпр}}$ – площа гірничопромислового району, га.

Показник техногенного порушення земель у санітарно-захисній зоні (СЗЗ):

$$P_{\text{тнз}}^{\text{СЗЗ}} = \frac{S_{\text{тнз}}}{S_{\text{СЗЗ}}} \cdot 100, \% \quad (6.3)$$

де $S_{\text{СЗЗ}}$ – площа СЗЗ, га.

Показник техногенного порушення земель у ГПР:

$$P_{\text{тнз}} = \frac{S_{\text{тнз}}}{S_{\text{гпр}}} \cdot 100, \% \quad (6.4)$$

Показник порушення земель на 1 т річного видобутку вугілля:

$$P_{\text{нз}} = \frac{S_{\text{тнз}}}{V_{\text{д}}} \cdot 100, \text{ га/т} \quad (6.5)$$

де $V_{\text{д}}$ – річний видобуток вугілля, т.

Показник абсолютної втрати земель:

$$П_{пз} = \frac{S_{пз} - S_{пз}}{S_{зпр}} \cdot 100, \% \quad (6.6)$$

де $S_{пз}$ – площі земель, що рекультивуються, га.

На раціональне використання земельних ресурсів ГПР впливають тверді відходи, які оцінюються наступною сукупністю показників:

а) питома утворення твердих відходів у межах СЗЗ:

$$q = \frac{\sum_{i=1}^n V_{mo_i}}{S_{СЗЗ}}, \text{ м}^3/\text{га} \quad (6.7)$$

де V_{mo_i} – річний обсяг твердих відходів і-го виду, м^3 ;

б) показник утилізації твердих відходів:

$$П_{ymo} = \frac{V_{вн}}{V_{вс}} \cdot 100, \% \quad (6.8)$$

де $V_{вн}$ – річний обсяг утилізованих твердих відходів без доставляння на денну поверхню (внутрішнє утворення відвалів), м^3 ;

$V_{вс}$ – річний обсяг розкривних порід, м^3 ;

в) показник концентрації твердих відходів із СЗЗ

$$П_{кто} = \frac{\sum_{i=1}^n S_{mo_i}}{S_{СЗЗ}} \cdot 100, \% \quad (6.9)$$

де S_{mo_i} – площа складування і-го виду відходів, га;

г) показник виходу твердих відходів у перерахунку на одного працівника гірничого підприємства:

$$П_{вто} = \frac{\sum_{i=1}^n V_{mo_i}}{N_p}, \text{ т/ос./рік} \quad (6.10)$$

де N_p – чисельність працівників у розрізі.

д) показник забруднення заселеної території твердими відходами:

$$П_{зто} = \frac{\sum_{i=1}^n V_{mo_i}}{N_{жс}}, \text{ т/ос./рік} \quad (6.11)$$

де $N_{жс}$ – чисельність мешканців у населеному пункті.

Відновлення території пропонується оцінювати за сукупності наступних показників:

а) показник відновлення земель:

$$П_{вз} = \frac{S_{пз}}{S_{СЗЗ}} \cdot 100, \% \quad (6.12)$$

б) показник агровідновлення рекультивованих земель:

$$P_a = \frac{\sum_{i=1}^n S_{a_i}}{S_{pз}} \cdot 100, \% \quad (6.13)$$

де S_{a_i} – площа i -ї ділянки, що використовується під сільгоспугіддя, га;

в) валовий агропотенціал рекультивованих земель:

$$BП_{pз} = \sum_{i=1}^n C_i \cdot Y_{i_{pз}} \cdot S_{pз}, \text{ грн} \quad (6.14)$$

$$BП_{сгз} = \sum_{i=1}^n C_i \cdot Y_{i_{сгз}} \cdot S_{сгз}, \text{ грн} \quad (6.15)$$

де C_i – оптова ціна i -ї агрокультури, грн./ц;

$Y_{ipз}$ та $Y_{icгз}$ – врожайність i -ї агрокультури відповідно на рекультивованих та непорушених сільськогосподарських землях, ц/га;

$S_{pз}$ та $S_{сгз}$ – площі відповідно рекультивованих та непорушених сільськогосподарських земель, га.

Показник продуктивності 1 га рекультивованих земель визначається як відношення валового продукту чи врожайності до площі цих земель:

$$P_{п} = \frac{BП_{pз}}{S_{pз}}, \text{ грн/га} \quad (6.16)$$

Показник агрототожності рекультивованих земель визначається як відношення валового продукту, що одержується з рекультивованих земель, до валового продукту, що одержується з непорушених сільськогосподарських земель:

$$P_{ат} = \frac{BП_{pз}}{BП_{сгз}} \cdot 100, \% \quad (6.17)$$

Економічним критерієм порушення поверхні території ГПР є оцінка збитків від порушення:

$$Y_H = C_з \cdot S_{тнз}, \text{ грн} \quad (6.18)$$

де $C_з$ – нормативна вартість земель за кадастром земель даного району, грн/га; $C_з = 25000$ грн/га

Збитки від втрати продуктивності земель внаслідок зниження врожайності на рекультивованих землях:

$$Y_{пп} = \sum_{i=1}^n (Y_{icгз} - Y_{ipз}) \cdot C_i \cdot S_{pз}, \text{ грн} \quad (6.19)$$

$$\sum Y_{pз} = Y_H + Y_{пп}, \text{ грн} \quad (6.20)$$

Питома шкода:

$$q_y = \frac{\sum Y_{pз}}{S_{тнз}}, \text{ грн/га} \quad (6.21)$$

6.2 ПРАКТИЧНА ЧАСТИНА

Завдання. Визначити показники техногенного порушення земель на території гірничопромислового району (ГПР) за варіантами. Зробити висновок. Дані для розрахунку наведено в таблицях 6.1-6.4

Таблиця 6.1 – Дані для розрахунку показників техногенного порушення земель

№	Обсяг видобутку V_d , млн.т/рік	Обсяг розтину, V_{ec} , млн.т/рік	Обсяг внутрішнього відвалу, $V_{вн}$, млн.т/рік	Кількість робітників, N_p , осіб	Кількість мешканців $N_{ж}$, осіб	Площі рекультивованих земель та використовуваних під агрокультури, га		
						кормові (К)	зернові (З)	лугові (Л)
0	10	68	15	16000	42000	200	120	80
1	29	65	13	12000	34000	175	130	70
2	33	71	16	19000	43000	188	123	90
3	40	66	15	15000	40000	190	135	73
4	30	68	14	16000	47000	193	113	75
5	38	66	21	18000	43000	215	128	93
6	37	67	16	12000	37000	195	125	75
7	34	70	13	15000	44000	187	140	85
8	36	66	16	13000	41000	197	133	78
9	33	67	19	11000	38000	200	120	70
10	35	65	17	18000	44000	203	145	80
11	34	69	15	20000	41000	220	140	85
12	38	68	19	14000	46000	182	150	83
13	32	64	14	17000	42000	205	130	90
14	39	68	18	16000	36000	183	125	85
15	36	65	15	20000	45000	210	118	80
16	32	70	18	13000	39000	192	143	75
17	37	69	14	17000	45000	207	120	95
18	35	67	13	14000	46000	180	135	88
19	39	71	20	19000	42000	202	138	80
20	31	64	17	11000	35000	185	115	90

Таблиця 6.2 – Дані для розрахунку показників техногенного порушення земель

№	Врожайність агрокультур						Оптова вартість агрокультур Ц _і , грн/ц		
	на рекультивованих землях У _{ірз} , ц/га			на землях с/г призначення У _{ісгз} , ц/га					
	К	З	Л	К	З	Л	К	З	Л
0	15	20	6	20	30	10	150	300	100
1	16	17	7	19	30	9	200	400	90
2	15	22	5	24	31	12	210	410	100
3	17	20	6	19	29	10	215	415	105
4	13	18	7	21	32	12	220	420	95
5	15	19	7	19	31	11	220	410	90
6	14	20	6	21	29	13	220	425	100
7	16	24	5	22	30	9	200	415	90

8	16	18	8	20	29	12	210	430	15
9	14	21	7	22	28	10	220	415	95
10	16	23	5	20	31	13	215	425	100
11	18	19	8	21	32	11	210	435	95
12	15	24	6	23	29	13	220	400	90
13	13	19	8	22	32	10	200	430	105
14	14	21	8	24	30	13	215	420	105
15	18	17	6	23	28	11	210	430	95
16	14	23	6	18	31	9	210	420	100
17	17	20	5	20	32	12	215	430	100
18	17	18	8	23	30	11	200	410	95
19	18	14	7	21	28	10	215	425	105
20	13	22	5	18	29	9	210	400	90

Таблиця 6.3 – Дані для розрахунку показників техногенного порушення земель

№	Площа територій, га						
	ГПР, $S_{гпр}$	СЗЗ, $S_{сзз}$	Забудова, S_z	Рекреаційна зона, S_p	Інфраструктура, $S_{и}$	Дороги, $S_{дор}$	Порушень, $S_{пл}$
0	6144	4306	895	264	100	233	202
1	6150	4115	835	245	80	228	201
2	6125	4145	850	260	84	243	206
3	6185	4165	865	268	90	257	211
4	6155	4135	840	237	86	225	202
5	6200	4185	895	275	95	250	214
6	6175	4160	880	257	91	240	205
7	6194	4205	854	265	94	265	212
8	6160	4150	830	280	87	231	217
9	6146	4180	890	242	89	260	209
10	6135	4210	836	272	96	246	219
11	6138	4140	845	255	83	222	215
12	6190	4200	870	285	97	238	208
13	6184	4175	900	240	91	255	218
14	6170	4190	822	270	82	230	204
15	6167	4125	843	251	99	261	213
16	6180	4170	855	263	98	220	203
17	6165	4155	885	279	88	245	216
18	6195	4195	860	233	93	235	207
19	6130	4120	875	273	81	253	210
20	6140	4130	825	246	85	218	200

Таблиця 6.4 – Дані для розрахунку показників техногенного порушення земель

№	Площа територій, га			
	зовнішн. відвалів всього/рекультив. S/S_{pz}	внутр. відвалів всього/рекультив. S_v/S_{pz}	внутр. безтранспортних відвалів, S_6	вироблений простір, $S_{вир.}$
0	796/329	688/213	164	238
1	785/300	687/201	143	231
2	802/290	674/203	152	236
3	810/332	679/203	147	243

4	800/300	672/203	150	232
5	795/290	670/200	154	240
6	800/320	655/194	141	235
7	790/300	670/198	156	247
8	795/295	650/194	145	238
9	805/320	685/212	159	246
10	805/290	679/205	142	241
11	788/302	671/203	158	244
12	795/285	665/194	145	249
13	785/302	690/215	151	234
14	785/285	679/205	155	248
15	806/316	665/194	148	237
16	803/300	671/205	153	245
17	780/300	678/205	157	233
18	790/320	671/203	144	242
19	785/301	680/210	149	239
20	790/302	670/190	140	230

Приклад розрахунку

Варіант №0

Площа техногенно-порушених земель ГПР (6.1):

$$S_{\text{тнз}} = S_{\text{СЗЗ}} - \sum_{i=1}^n S_{\text{тнз}_i}$$

$$S_{\text{тнз}} = 4306 - (329 + 213 + 264 + 895) = 2605 \text{ га}$$

Показник густини ураження території техногенно-лінійними формами порушень до яких належать: площа виробленого простору, площа зайнята дорогами, площа, на якій розміщені об'єкти інфраструктури (6.2):

$$П_{\text{нлф}} = \frac{\sum_{i=1}^n S_{\text{лф}_i}}{S_{\text{зпр}}} \cdot 100, \%$$

$$П_{\text{нлф}} = \frac{238 + 100 + 233}{6144} \cdot 100 = 9,3\%$$

Показник техногенного порушення земель у санітарно-захисній зоні (6.3):

$$П_{\text{тнз}}^{\text{СЗЗ}} = \frac{S_{\text{тнз}}}{S_{\text{СЗЗ}}} \cdot 100, \%$$

$$П_{\text{тнз}}^{\text{СЗЗ}} = \frac{2605}{4306} \cdot 100 = 60,5\%$$

Показник техногенного порушення земель у ГПР (6.4):

$$П_{\text{тнз}} = \frac{S_{\text{тнз}}}{S_{\text{зпр}}} \cdot 100, \%$$

$$П_{\text{тнз}} = \frac{2605}{6144} \cdot 100 = 42,4\%$$

Показник порушення земель на 1 т річного видобутку вугілля (6.5):

$$П_{нз} = \frac{S_{мнз}}{V_{\phi}} \cdot 100, \text{ га/м}$$

$$П_{нз} = \frac{2605}{10000000} \cdot 100 = 0,02605 \text{ га/м}$$

Показник абсолютної втрати земель (6.6):

$$П_{пз} = \frac{S_{\phi} - S_{пз}}{S_{\phi}} \cdot 100, \%$$

$$П_{пз} = \frac{2605 - (329 + 213)}{6144} \cdot 100 = 33,6\%$$

Питоме утворення твердих відходів у межах СЗЗ (6.7):

$$q = \frac{\sum_{i=1}^n V_{mo_i}}{S_{СЗЗ}}, \text{ м}^3/\text{га}$$

$$q = \frac{68 \cdot 10^6 + 10 \cdot 10^6}{4306} = 18114,3 \text{ м}^3/\text{га}$$

Показник утилізації твердих відходів (6.8):

$$П_{yto} = \frac{V_{вн}}{V_{вс}} \cdot 100, \%$$

$$П_{yto} = \frac{15 \cdot 10^6}{68 \cdot 10^6} \cdot 100 = 22,1\%$$

Показник концентрації твердих відходів із СЗЗ (6.9):

$$П_{кто} = \frac{\sum_{i=1}^n S_{mo_i}}{S_{СЗЗ}} \cdot 100, \%$$

$$П_{кто} = \frac{796 + 688 + 164}{4306} \cdot 100 = 38,27\%$$

Показник виходу твердих відходів у перерахунку на одного працівника гірничого підприємства (6.10):

$$П_{вто} = \frac{\sum_{i=1}^n V_{mo_i}}{N_p}, \text{ т/ос./рік}$$

$$П_{вто} = \frac{68 \cdot 10^6 + 10 \cdot 10^6}{16000} = 4875 \text{ т/ос./рік}$$

Показник забруднення заселеної території твердими відходами (6.11):

$$П_{зто} = \frac{\sum_{i=1}^n V_{mo_i}}{N_{жс}}, \text{ т/ос./рік}$$

$$П_{зто} = \frac{68 \cdot 10^6 + 10 \cdot 10^6}{42000} = 1857,1, \text{ т/ос./рік}$$

Показник відновлення земель (6.12):

$$П_{\text{вз}} = \frac{S_{\text{пз}}}{S_{\text{сзз}}} \cdot 100, \%$$

$$П_{\text{вз}} = \frac{329 + 213}{4306} \cdot 100 = 12,6\%$$

Показник агровідновлення рекультивованих земель (6.13):

$$П_{\text{а}} = \frac{\sum_{i=1}^n S_{\text{аі}}}{S_{\text{пз}}} \cdot 100, \%$$

$$П_{\text{а}} = \frac{200 + 120 + 80}{329 + 213} \cdot 100 = 73,8\%$$

Валовий агропотенціал рекультивованих земель (6.14, 6.15):

$$ВП_{\text{пз}} = \sum_{i=1}^n Ц_{\text{і}} \cdot У_{\text{іпз}} \cdot S_{\text{пз}}, \text{грн}$$

$$ВП_{\text{пз}} = (200 \cdot 150 \cdot 15) + (120 \cdot 300 \cdot 20) + (80 \cdot 100 \cdot 6) = 1218000 \text{ грн}$$

$$ВП_{\text{сзз}} = \sum_{i=1}^n Ц_{\text{і}} \cdot У_{\text{ісзз}} \cdot S_{\text{сзз}}, \text{грн}$$

$$ВП_{\text{сзз}} = (200 \cdot 150 \cdot 20) + (120 \cdot 300 \cdot 30) + (80 \cdot 100 \cdot 10) = 1760000 \text{ грн}$$

Показник продуктивності 1 га рекультивованих земель (6.16):

$$П_{\text{п}} = \frac{ВП_{\text{пз}}}{S_{\text{пз}}}, \text{грн/га}$$

$$П_{\text{п}} = \frac{1218000}{400} = 3045 \text{ грн/га}$$

Показник агрототожності рекультивованих земель (6.17):

$$П_{\text{ат}} = \frac{ВП_{\text{пз}}}{ВП_{\text{сзз}}} \cdot 100, \%$$

$$П_{\text{ат}} = \frac{1218000}{1760000} \cdot 100 = 69,2\%$$

Збитки, що визначаються виходячи з нормативної оцінки землі (6.18):

$$У_{\text{н}} = Ц_{\text{з}} \cdot S_{\text{тнз}}, \text{грн}$$

$$У_{\text{н}} = 25000 \cdot 2605 = 65125000 \text{ грн}$$

Збитки від втрати продуктивності земель внаслідок зниження врожайності на рекультивованих землях (6.19, 6.20):

$$У_{\text{пп}} = \sum_{i=1}^n (У_{\text{ісзз}} - У_{\text{іпз}}) \cdot Ц_{\text{і}} \cdot S_{\text{пз}}, \text{грн}$$

$$У_{\text{пп}} = [(20 - 15) \cdot 150 \cdot 200] + [(30 - 20) \cdot 300 \cdot 120] + [(10 - 6) \cdot 100 \cdot 80] = 542000 \text{ грн}$$

$$\sum У_{\text{пз}} = У_{\text{н}} + У_{\text{пп}}, \text{грн}$$

$$\sum У_{\text{пз}} = 65125000 + 542000 = 65667000 \text{ грн}$$

Питома шкода (6.21):

$$q_{\text{у}} = \frac{\sum У_{\text{пз}}}{S_{\text{тнз}}}, \text{грн/га}$$

$$q_y = \frac{65667000}{2605} = 25208,1 \text{ грн/га}$$

Висновки. Таким чином, збитки від втрати продуктивності земель внаслідок зниження врожайності на рекультивованих землях становлять 65,66 млн. грн, питома шкода становить 25208,1 грн/га.

Література [6].

ПРАКТИЧНА РОБОТА №7 ЕКОЛОГІЧНІ НАСЛІДКИ ЛІКВІДАЦІЇ ШАХТ. ЕКОНОМІЧНА ОЦІНКА ЕКОЛОГІЧНИХ ЗБИТКІВ ВІД ПОРУШЕННЯ ҐРУНТІВ ПРИ ВЕДЕННІ ГІРНИЧИХ РОБІТ

Мета роботи: опанувати методику розрахунків збитків від порушення ґрунтів при веденні гірничих робіт.

7.1 ТЕОРЕТИЧНА ЧАСТИНА

Ґрунт – один з основних ресурсів, без якого неможливе існування людини.

Основними вимогами при знятті, складуванні та зберіганні ґрунту є зменшення якісних і кількісних її втрат. Кількісні втрати – це втрати, пов'язані з неповнотою її виїмки та втратами на складах, при транспортуванні, перевантаженні та нанесенні на рекультивовані території.

Якісні втрати ґрунту (засмічення) пов'язані з погіршенням її якості від засмічення гірськими породами при знятті, перевантаженні та зберіганні.

Погіршення структурних, агрохімічних та мікробіологічних властивостей ґрунту відбувається при неправильному і тривалому її зберіганні в буртах, навалах та на складах.

Сумарні відносні втрати ґрунту від обсягу, що знімається в цілику визначаються:

$$N_{\text{вт}} \leq \sum r_n = r_1 + r_2 + r_3 + r_4 + r_5, \% \quad (7.1)$$

де r_1 – втрати ґрунту від неповноти виїмки при знятті ґрунтового шару (норматив $< 5 \%$);

r_2 – втрати ґрунту при транспортуванні до складу зберігання (норматив $< 1 \%$);

r_3 – втрати ґрунту при тимчасовому складуванні (норматив $< 2,5 \%$);

r_4 – втрати ґрунту при навантаженнях (норматив $< 2,5 \%$);

r_5 – втрати ґрунту при роботі у несприятливих кліматичних та метеорологічних умовах (норматив $< 5 \%$).

Таким чином, максимальні відносні втрати ґрунту від об'єму, що знімається, в цілику при знятті, зберіганні та нанесенні ґрунтів на території можуть бути сумарно не більше 16 %, що відповідає нормативу втрат ґрунту.

Земля, що знімається протягом року з площі розрізу, що розробляється і відсипаного відвалу, визначається з умови просування фронту відвальних робіт.

Об'єм зняття ґрунтово-рослинного шару при відчуженні території під зовнішні відвали:

$$V_{\text{прс}} = v_{\text{вп}} \cdot L_{\text{фот}} \cdot m_n \cdot K, \text{ м}^3 \quad (7.2)$$

де K – коефіцієнт розпушення ґрунту при знятті, $K=1,1$;

m_n – потужність ґрунтово-рослинного шару, що знімається, м;

$v_{\text{вп}}$ – швидкість руху фронту робіт першого ярусу зовнішнього відвалу, м/рік;

$L_{\text{фот}}$ – довжина фронту зовнішнього відвалу, м.

Засмічення ґрунтів (засмічення іншими ґрунтами, породами) характеризується коефіцієнтом засмічення, який визначається об'ємом різних порід, ґрунтів, що домішуються при знятті, складуванні, зберіганні ґрунтів з урахуванням нормативу засмічення:

$$K_p = \frac{\sum B_i}{V_{\text{прс}} - V_{\text{п}}} \quad (7.3)$$

де $\sum B_i$ – маса (об'єм) різних порід, ґрунтів, примішаних до ґрунту при його зберіганні, перевантаженні та нанесенні на сплановані відвали, т (м^3);

$V_{\text{п}}$ – обсяг (маса) втраченого ґрунту з певної ділянки, т (м^3);

$V_{\text{прс}}$ – обсяг (маса) ґрунту, що знімається з певної ділянки, т (м^3).

$$V_{\text{п}} = \sum r_n \cdot V_{\text{прс}}, \text{ т } (\text{м}^3) \quad (7.4)$$

$$\sum B_i = V_{\text{прс}} \cdot N_{\text{зп}}, \text{ т } (\text{м}^3) \quad (7.5)$$

де $N_{\text{зп}}$ – норматив засмічення ґрунтів іншими породами, $N_{\text{зп}} = 0,08$.

Збитки від втрат ґрунту при знятті, транспортуванні, складуванні, зберіганні ґрунтів на територіях, що рекультивуються, можна визначити за формулою:

$$Y_{\text{шт}} = N_{\text{пот}} \cdot S \cdot m_n \cdot \Pi_{\text{п}} \cdot 10, \text{ грн/рік} \quad (7.6)$$

де $N_{\text{пот}}$ – сумарний норматив втрат ґрунтів при знятті, транспортуванні, складуванні, зберіганні ґрунтів на територіях, що рекультивуються; $N_{\text{пот}} = 0,15$;

S – площа земель, що знімаються, га/рік;

m_n – потужність ґрунтово-рослинного шару, що знімається, м;

$\Pi_{\text{п}}$ – вартість 1 м^3 ґрунту (прийняти 800 грн/ м^3).

Збитки від порушення цілісності ґрунтів внаслідок їх вилучення з агрообігу визначається:

$$Y_{\text{нцп}} = Q \cdot K_{\text{б}} \cdot K_{\text{а}} \cdot K_{\text{р}} \cdot S, \text{ грн/рік} \quad (7.7)$$

де Q – норматив вартості угідь (ріллі, кормові угіддя) до порушення, грн/га (прийняти для умов довколишніх агропідприємств 80 тис. грн/га);

K_6 , K_a , K_p – відповідно коефіцієнти погіршення біологічної, агрохімічної якості та коефіцієнт засмічення ґрунтів підстилаючими та іншими породами, частки од.

Погіршення агрохімічної якості насипного ґрунту за середнім коефіцієнтом погіршення агрохімічних якостей ґрунтів:

$$K_a = \frac{K_a^P + K_a^N + K_a^K + K_a^{pH}}{4} \quad (7.8)$$

K_a^P , K_a^N , K_a^K , K_a^{pH} – коефіцієнти погіршення агрохімічної якості ґрунту по фосфору, азоту, калію, кислотності.

$$K_a^P = 1 - K_u^P \quad (7.9)$$

де K_u^P – коефіцієнт зміни агрохімічної якості ґрунту за фосфором, рівний відношенню процентного вмісту фосфору у порушених $K_{у\text{ поруш}}^P$ та непорушених $K_{у\text{ непоруш}}^P$ ґрунтах.

$$K_u^P = \frac{K_{у\text{ поруш}}^P}{K_{у\text{ непоруш}}^P} \quad (7.10)$$

Коефіцієнти погіршення агрохімічної якості ґрунту з азоту, калію, кислотності визначаються ідентично.

Біологічне погіршення якості ґрунтів визначається за загальним вмістом гумусу, як основного індикатора родючості через коефіцієнт погіршення біологічної якості ґрунтів:

$$K_6 = 1 - \frac{G_H \cdot L_H}{G_O \cdot L_O} \quad (7.11)$$

де G_0 , L_0 , G_H , L_H – відповідно, відсотковий вміст гумусу та глибина його проникнення в ґрунт до зняття та після порушення, %.

Економічна оцінка збитків від порушення ґрунтів гірничими роботами визначається за формулою:

$$Y_{\text{нп}} = Y_{\text{пп}} + Y_{\text{нщп}}, \text{ грн/рік} \quad (7.12)$$

де $Y_{\text{пп}}$ – збитки від втрат ґрунту при знятті, транспортуванні, складуванні, зберіганні ґрунтів на територіях, що рекультивуються, грн/рік; і

$Y_{\text{нщп}}$ – збитки від порушення цілісності ґрунтів на території складування внаслідок їх вилучення з агрообігу, грн/рік.

7.2 ПРАКТИЧНА ЧАСТИНА

Завдання. За вихідними даними (табл. 7.1) провести розрахунок економічної оцінки екологічної шкоди від порушення ґрунтів під час проведення гірничих робіт.

Таблиця 7.1 – Вихідні дані для розрахунку

№	v _{вп}	L _{фот}	S, га/рік	m _п , м	Характеристика ґрунтів до/після порушення					
					pH	G, %	L	N, %	P, %	K, %
0	64	545	70	1,1	7,5/3,2	8,9/4	30/10	1,9/0,3	2,1/1,7	3,4/0,8
1	45	530	33	1,0	5,4/3,2	9/4,5	30/15	2/0,4	2,2/1,8	3,2/1,5
2	70	950	49	0,5	7/4,5	7,5/6	40/25	2,1/0,6	0,8/0,5	3/1
3	93	1100	39	0,8	6,8/5	8,5/2,5	40/15	2,3/0,7	3/1	2,8/1,9
4	85	710	59	0,4	6,5/5	9/4,5	35/20	2,5/0,8	1,5/1	3,5/0,9
5	55	980	44	0,7	5,4/3,2	9/5,5	40/20	2,1/0,35	2,5/1,5	2/0,8
6	62	800	65	0,6	7/4,5	9/3,4	30/15	1,9/0,2	0,7/0,3	3,2/1,5
7	74	910	50	1,0	6,7/5	7,5/5	20/15	2/0,4	1,5/1	2,8/1,9
8	65	1050	35	0,6	7/3	8,5/2,5	25/15	2,1/0,35	2,2/1,8	3,5/0,9
9	88	600	55	0,9	6,8/4,8	7,5/6	20/15	1,9/0,2	0,8/0,5	2/0,8
10	100	670	60	0,8	6,7/5	9/5,5	35/20	2,5/0,8	2,6/1	3,2/1,5
11	67	870	42	0,5	5,4/3,2	9/3,4	20/15	1,9/0,2	1,5/1	3,5/0,9
12	80	850	63	0,4	7,1/3,5	7,5/5	30/15	2/0,26	0,7/0,3	3/1
13	69	1000	47	0,7	7/3	9/4,5	25/15	2,3/0,7	2,5/1,5	3,5/0,9
14	90	700	40	1,1	5,4/3	8/5	40/20	1,9/0,2	2,4/1,6	2/0,8
15	79	620	56	0,9	6,5/5	7,5/6	20/15	2,5/0,8	2,1/1,7	3,2/1,5
16	50	550	53	0,7	7,5/4,3	7,5/5,5	35/20	2,3/0,7	3/1	3/1
17	98	1030	62	0,8	7/4,5	8,5/2,5	40/25	2/0,4	2,5/1,5	2,8/1,9
18	75	760	37	0,5	6,8/4,9	9/3,4	35/20	2,1/0,35	1,1/0,9	3,2/1,5
19	83	900	45	0,9	6,7/5	9/5,5	30/15	2,5/0,8	2,2/1,8	3,5/0,9
20	60	580	30	0,6	6,5/5	9/4,5	40/20	2,1/0,6	0,8/0,5	2/0,8

Приклад розрахунку

Варіант №0

Біологічне погіршення якості ґрунтів:

$$K_6 = 1 - \frac{G_H \cdot L_H}{G_O \cdot L_O}$$

$$K_6 = 1 - \frac{4 \cdot 9}{8,9 \cdot 30} = 0,87$$

Коефіцієнти зміни агрохімічної якості ґрунту за фосфором, азотом, калієм та кислотністю:

$$K_u^P = \frac{K_{\text{поруш}}^P}{K_{\text{непоруш}}^P}$$

$$K_u^P = \frac{1,7}{2,1} = 0,81$$

$$K_u^N = \frac{0,3}{1,9} = 0,16$$

$$K_u^K = \frac{0,8}{3,4} = 0,24$$

$$K_u^{pH} = \frac{3,2}{7,5} = 0,43$$

Коефіцієнти погіршення агрохімічної якості ґрунту по фосфору, азоту, калію, кислотності:

$$K_a^P = 1 - K_u^P$$

$$K_a^P = 1 - 0,81 = 0,19$$

$$K_a^N = 1 - 0,16 = 0,84$$

$$K_a^K = 1 - 0,24 = 0,76$$

$$K_a^{pH} = 1 - 0,43 = 0,57$$

Погіршення агрохімічної якості насипного ґрунту за середнім коефіцієнтом погіршення агрохімічних якостей ґрунтів:

$$K_a = \frac{K_a^P + K_a^N + K_a^K + K_a^{pH}}{4}$$

$$K_a = \frac{0,19 + 0,84 + 0,76 + 0,57}{4} = 0,59$$

Об'єм зняття ґрунтово-рослинного шару при відчуженні території під зовнішні відвали:

$$V_{прс} = v_{вп} \cdot L_{фот} \cdot m_n \cdot K, \text{ м}^3$$

$$V_{прс} = 64 \cdot 545 \cdot 1,1 \cdot 1,1 = 42204,8 \text{ м}^3$$

Обсяг (маса) втраченого ґрунту з певної ділянки, т (м³);

$$V_{п} = \sum r_n \cdot V_{прс}, \text{ т}$$

$$V_{п} = 0,16 \cdot 42204,8 = 6752,8 \text{ т}$$

Маса (об'єм) різних порід, ґрунтів, примішаних до ґрунту при його зберіганні, перевантаженні та нанесенні на сплановані відвали, т (м³);

$$\sum B_i = V_{прс} \cdot N_{зп}, \text{ т}$$

$$\sum B_i = 42204,8 \cdot 0,08 = 3376,38 \text{ т}$$

Коефіцієнт засмічення ґрунтів:

$$K_p = \frac{\sum B_i}{V_{прс} - V_{п}}$$

$$K_p = \frac{3376,38}{42204,8 - 6752,8} = 0,1$$

Збитки від порушення цілісності ґрунтів внаслідок їх вилучення з агрообігу визначається:

$$Y_{\text{нщ}} = Q \cdot K_{\text{б}} \cdot K_{\text{а}} \cdot K_{\text{р}} \cdot S, \text{ грн/рік}$$

$$Y_{\text{нщ}} = 80000 \cdot 0,87 \cdot 0,59 \cdot 0,1 \cdot 70 = 287448 \text{ грн/рік}$$

Збитки від втрат ґрунту при знятті, транспортуванні, складуванні, зберіганні ґрунтів на територіях, що рекультивуються:

$$Y_{\text{шт}} = N_{\text{пот}} \cdot S \cdot m_{\text{п}} \cdot C_{\text{п}} \cdot 10, \text{ грн/рік}$$

$$Y_{\text{шт}} = 0,15 \cdot 70 \cdot 1,1 \cdot 800 \cdot 10 = 92400 \text{ грн/рік}$$

Економічна оцінка збитків від порушення ґрунтів гірничими роботами:

$$Y_{\text{нп}} = Y_{\text{шт}} + Y_{\text{нщ}}, \text{ грн/рік}$$

$$Y_{\text{нп}} = 287448 + 92400 = 379848, \text{ грн/рік}$$

Висновки. Таким чином, розмір збитків від порушення ґрунтів гірничими роботами становить 379848 грн/рік.

Література [6 - 8].

ПРАКТИЧНА РОБОТА №8 ПОРОДНІ ВІДВАЛИ ШАХТИ. РОЗРАХУНОК ВИКИДІВ ПИЛУ З ПОРОДНОГО ВІДВАЛУ

Мета роботи: опанувати методику розрахунку кількості твердих часток, що надходить в атмосферне повітря від діючого породного відвалу.

8.1 ТЕОРЕТИЧНА ЧАСТИНА

До суттєвих джерел пилогазових забруднювачів атмосферного повітря відносяться відвали порід (конічні, хребтові та плоскі). У породних відвалах вугільних шахт міститься значна кількість вугілля (від 5 до 20%), піриту (до 10%) сірки (до 5% і більше).

Забруднення повітря відбувається при ерозії, окисленні та горінні породи внаслідок чого з поверхні породних відвалів вугільних шахт виділяється значна кількість пилу, газоподібних продуктів та диму.

Породні відвали належать до неорганізованих джерел забруднення атмосферного повітря на вугільному розрізі.

Викиди твердих частинок в атмосферу з відвалів визначаються як сума викидів при вивантаженні породи з транспортного засобу, формуванні відвалу та при здуванні частинок з пилу відвалу.

$$M_{\text{от}} = M_{\text{п}} + M_{\text{ф}} + M_{\text{зд}}, \text{ т/рік} \quad (8.1)$$

де M_n – кількість твердих частинок, що виділяються під час розвантаження транспортного засобу, т/рік;

M_ϕ – кількість твердих частинок, що виділяються під час формування породного відвалу, т/рік;

$M_{зд}$ – кількість твердих частинок, що здуваються з поверхні нерекультивованого породного відвалу, т/рік.

Кількість твердих частинок, що виділяються під час розвантаження транспортного засобу:

$$M_n = q_n \cdot V_e \cdot \rho \cdot K_1 \cdot K_2 \cdot K_3 \cdot 10^{-6}, \text{ т/рік} \quad (8.2)$$

де q_n – питома пиловиділення при розвантаженні породної маси, г/т; $q_n = 0,32$ г/т;

V_e –кількість розвантажуваного матеріалу, м³/рік;

ρ – щільність породи, т/м³;

K_1 – коефіцієнт, що враховує вологість матеріалу (табл. 8.3);

K_2 – коефіцієнт, що враховує швидкість вітру (табл. 8.4);

K_3 – коефіцієнт, що враховує висоту розвантаження (табл. 8.5).

Кількість розвантажуваного матеріалу:

$$V_e = (3,6 \cdot E \cdot \frac{K_n}{t_{\text{ц}}}) \cdot T_r \cdot 10^3, \text{ м}^3/\text{рік} \quad (8.3)$$

де E – місткість ковша екскаватора, м³;

K_n – коефіцієнт наповнення ковша, $K_n = 0,9$;

$t_{\text{ц}}$ – час циклу екскаватора в породі IV категорії, з (табл. 8.1);

T_r – чистий час роботи екскаватора протягом року (табл.8.2), год;

Кількість твердих частинок, що виділяються при формуванні відвалу екскаватором:

$$M_\phi^{\text{екс.}} = q_e \cdot V_e \cdot N_e \cdot K_1 \cdot K_2 \cdot 10^{-6}, \text{ т/рік} \quad (8.4)$$

де q_e – питома виділення твердих частинок (пили) з 1 м³ відвантаженого (перевантаженого) матеріалу, г/м³; для розрахунків прийняти $q_e = 6,3$ г/м³;

N – кількість екскаваторів, що працює на відвалі.

Таблиця 8.1 – Час циклу $t_{\text{ц}}$ екскаватора

Місткість ковша, м ³	5	8	10	12,5	15	25
Час циклу, с	25	26	38	32	50	30

Таблиця 8.2 – Чистий час роботи екскаватора протягом року

Місткість ковша, м ³	2,5-5	8-10	12,5	15	25
Кількість робочих годин	800	780	770	730	680

Таблиця 8.3 – Коефіцієнт K_1 , що враховує вологість матеріалу

Вологість матеріалу, $W, \%$	до 0,5	0,6-1	1,1-3	3,1-5	5,1-7	7,1-8	8,1-9	9,1-10	>10
K_1	2	1,5	1,3	1,2	1	0,7	0,3	0,2	0,1

Таблиця 8.4 – Коефіцієнт K_2 , що враховує швидкість вітру

Швидкість вітру, $V_v, \text{м/с}$	до 2	2,1-5	5,1-7	7,1-10	10,1-12	12,1-14	14,1-16
K_2	1	1,2	1,4	1,7	2	2,3	2,6

Таблиця 8.5 – Коефіцієнт K_3 , що висоту розвантаження

Висота розвантаження, $h, \text{м}$	0,5	1,0	1,5	2,0	4,0	6,0	8,0	10,0
K_3	0,4	0,5	0,6	0,7	1,0	1,5	2,0	2,5

Кількість твердих частинок, що виділяються при формуванні відвалу бульдозером:

$$M_{\phi}^{\text{бул}} = q_{\text{бул}} \cdot V_{\text{бул}} \cdot N_{\text{бул}} \cdot \rho \cdot K_1 \cdot K_2 \cdot 10^{-6}, \text{ т/рік} \quad (8.5)$$

де $q_{\text{бул}}$ – питома виділення твердих частинок з 1 тони породи, що переміщується бульдозером у відвал, г/т. Значення $q_{\text{бул}}$ залежить від міцності порід та типу бульдозера, що використовується на відвалі. Для розрахунків прийняти $q_{\text{бул}} = 1,3 \text{ г/т}$;

$V_{\text{бул}}$ – кількість породи, що подається бульдозером у відвал, $\text{м}^3/\text{рік}$; $V_{\text{бул}} = V_e$;

$N_{\text{бул}}$ – кількість бульдозерів, що працює на відвалі, шт.

Кількість твердих частинок, що здаються з поверхні породного відвалу, визначається за формулою

$$M_{\text{зд}} = 86,4 \cdot q_{\text{зд}} \cdot S_0 \cdot \gamma \cdot K_1 \cdot K_2 \cdot K_4 \cdot (365 - T_{\text{сп}}) \cdot (1 - \eta), \text{ т/рік} \quad (8.6)$$

де $q_{\text{зд}}$ – питома здування твердих частинок з пилу поверхні відвалу; $q_{\text{зд}} = 0,1 \cdot 10^{-6} \text{ кг}/(\text{м}^2 \cdot \text{с})$;

S_0 – площу поверхні відвалу, що пилить, м^2 ;

γ – коефіцієнт подрібнення гірничої маси; $\gamma = 0,1$;

K_4 – коефіцієнт, що враховує ефективність здування твердих частинок з відвалу; для діючого породного відвалу $K_4 = 1$;

$T_{\text{сп}}$ – середньорічна кількість днів із стійким сніговим покривом. Для умов Донбасу $T_{\text{сп}} = 30$ днів.

η – ефективність засобів пилопригнічення (табл. 8.6). Якщо на відвалі не застосовуються засоби пилопригнічення, то $\eta = 0$.

Таблиця 8.6 – Ефективність пилопригнічення

Джерело пилопригнічення	Спосіб пилопригнічення	Ефективність, η
Автотранспорт	Зрошення автошляхів водою	0,65-0,9
	Зрошення автошляхів зв'язуючими	0,90-0,98

Інтенсивність виділення пилу з породних відвалів визначається:

$$g_{\text{від}} = M^{\text{п}} + M^{\text{е(бул)}} + M^{\text{зд}}, \text{ г/с} \quad (8.7)$$

де $M^{\text{п}}$ – інтенсивність викиду пилу при розвантаженні транспортних засобів, г/с;

$M^{\text{е(бул)}}$ – інтенсивність викиду пилу при формуванні відвалу екскаватором або бульдозером, г/с;

$M^{\text{зд}}$ – інтенсивність викиду пилу, що здувається з поверхні відвалу, г/с.

Інтенсивність викиду пилу при розвантаженні транспортних засобів:

$$M^{\text{п}} = \frac{q_{\text{п}} \cdot V_{\text{е/год}} \cdot \rho \cdot K_1 \cdot K_2 \cdot K_3}{3600}, \text{ г/с} \quad (8.8)$$

де $V_{\text{е/год}}$ – кількість розвантажуваного матеріалу, м³/год.;

$$V_{\text{е/год}} = \frac{V_{\text{е}}}{T_{\text{г}}}, \text{ м}^3/\text{год} \quad (8.9)$$

Інтенсивність викиду пилу при формуванні відвалу екскаватором:

$$M^{\text{е}} = \frac{q_{\text{е}} \cdot V_{\text{е/год}} \cdot \rho \cdot K_1 \cdot K_2}{3600}, \text{ г/с} \quad (8.10)$$

Інтенсивність викиду пилу при формуванні відвалу бульдозером:

$$M^{\text{бул}} = \frac{q_{\text{бул}} \cdot V_{\text{е/год}} \cdot \rho \cdot K_1 \cdot K_2}{3600}, \text{ г/с} \quad (8.11)$$

Інтенсивність викиду пилу, що здувається з поверхні відвалу:

$$M^{\text{зд}} = q_{\text{зд}} \cdot S_0 \cdot \gamma \cdot K_1 \cdot K_2 \cdot K_4 \cdot (1 - \eta) \cdot 10^3, \text{ г/с} \quad (8.12)$$

8.2 ПРАКТИЧНА ЧАСТИНА

Завдання. Розрахувати інтенсивність викиду та обсяг твердих часток, що викидається в атмосферне повітря від діючого породного відвалу. Вихідні дані для розрахунків наведено в таблиці 8.7.

Таблиця 8.7 – Вихідні дані для розрахунків

№	S ₀ , м ²	Вид техніки	N _e (N _{бул}), шт	E, м ³	V _в , м/с	W, %	ρ, т/м ³	h, м	Спосіб пилопригнічення
1	3100	екскаватор	4	8	6,1	1,1	2,5	4,8	Зрошення автошляхів водою
2	2630	бульдозер	3	15	10,5	2,7	2,7	4,0	Зрошення автошляхів зв'язуючими
3	2600	екскаватор	5	12,5	8,6	2,1	2,5	6,2	Без пилопригнічення
4	2960	бульдозер	4	10	2,2	3,5	2,6	3,2	Зрошення автошляхів водою
5	2300	екскаватор	2	5	5,6	6,4	2,5	2,2	Зрошення автошляхів зв'язуючими
6	2740	бульдозер	5	8	3,4	1,7	2,4	1,5	Без пилопригнічення
7	2700	екскаватор	4	15	11,3	7,3	2,4	3,4	Зрошення автошляхів водою
8	3050	бульдозер	3	12,5	1,8	4,6	2,6	1,7	Зрошення автошляхів зв'язуючими
9	2410	екскаватор	4	8	7,4	0,7	2,4	4,4	Без пилопригнічення
10	2400	бульдозер	5	15	1,5	8,1	2,7	2,1	Зрошення автошляхів водою
11	2850	екскаватор	3	10	7,3	0,3	2,6	5,5	Без пилопригнічення
12	2450	бульдозер	5	15	1,7	5,5	2,7	1,9	Зрошення автошляхів водою
13	2940	екскаватор	5	12,5	4,5	3,3	2,5	2,2	Зрошення автошляхів зв'язуючими
14	3230	бульдозер	3	10	6,4	3,7	2,6	1,5	Без пилопригнічення
15	3010	екскаватор	4	5	5,9	4,0	2,4	4,6	Без

									пилопригнічення
16	2800	бульдозер	4	12,5	2,4	2,3	2,7	3,4	Без пилопригнічення
17	2500	екскаватор	2	10	4,9	9,2	2,4	3,3	Зрошення автошляхів водою
18	2830	бульдозер	3	5	7,1	2,8	2,5	5,0	Без пилопригнічення
19	3120	екскаватор	2	15	5,6	0,9	2,6	3,4	Зрошення автошляхів водою
20	2900	бульдозер	2	12,5	3,6	11	2,7	3,6	Без пилопригнічення

Приклад розрахунку. Розрахувати інтенсивність викиду та обсяг твердих часток, що викидається в атмосферне повітря від діючого породного відвалу, з площею поверхні 1500 м². Порода доставляється на відвал автотранспортними засобами, відвал формується 7 екскаваторами, з місткістю ковша 10 м³. В районі формування породного відвалу середня швидкість вітру протягом року дорівнює 4,8 м/с. Вологість розвантажувального матеріалу становить 3,5%, щільність породи 2,4 т/м³. Висота розвантаження 2 м. Пилопригнічення на відвалі не застосовується.

Розв'язання

1. Кількість розвантажувального матеріалу (8.3):

$$V_e = (3,6 \cdot E \cdot \frac{K_n}{t_c}) \cdot T_r \cdot 10^3, \text{ м}^3/\text{рік}$$

$$V_e = (3,6 \cdot 10 \cdot \frac{0,9}{38}) \cdot 780 \cdot 10^3 = 665,05 \cdot 10^3 \text{ м}^3/\text{рік}$$

2. Кількість твердих частинок, що виділяються під час розвантаження транспортного засобу (8.2):

$$M_n = q_n \cdot V_e \cdot \rho \cdot K_1 \cdot K_2 \cdot K_3 \cdot 10^{-6}, \text{ т/рік}$$

$$M_n = 0,32 \cdot 665,05 \cdot 10^3 \cdot 2,4 \cdot 1,2 \cdot 1,2 \cdot 0,7 \cdot 10^{-6} = 0,51 \text{ т/рік}$$

3. Кількість твердих частинок, що виділяються при формуванні відвалу екскаватором (8.4):

$$M_{\phi}^{\text{екс.}} = q_e \cdot V_e \cdot N_e \cdot K_1 \cdot K_2 \cdot 10^{-6}, \text{ т/рік}$$

$$M_{\phi}^{\text{екс.}} = 6,3 \cdot 665,05 \cdot 10^3 \cdot 7 \cdot 1,2 \cdot 1,2 \cdot 10^{-6} = 42,2 \text{ т/рік}$$

4. Кількість твердих частинок, що здаються з поверхні породного відвалу (8.6):

$$M_{\text{зд}} = 86,4 \cdot q_{\text{зд}} \cdot S_0 \cdot \gamma \cdot K_1 \cdot K_2 \cdot K_4 \cdot (365 - T_{\text{сп}}) \cdot (1 - \eta), \text{ т/рік}$$

$$M_{\text{зд}} = 86,4 \cdot 0,1 \cdot 10^{-6} \cdot 1500 \cdot 0,1 \cdot 1,2 \cdot 1,2 \cdot 1 \cdot (365 - 30) \cdot (1 - 0) = 0,63, \text{ т/рік}$$

5. Інтенсивність викиду пилу при розвантаженні транспортних засобів (8.8):

$$M^п = \frac{q_п \cdot V_{e/год} \cdot \rho \cdot K_1 \cdot K_2 \cdot K_3}{3600}, \text{ г/с}$$

$$M^п = \frac{0,32 \cdot \frac{665,05 \cdot 10^3}{780} \cdot 2,4 \cdot 1,2 \cdot 1,2 \cdot 0,7}{3600} = 0,18 \text{ г/с}$$

6. Інтенсивність викиду пилу при формуванні відвалу екскаватором (8.10):

$$M^e = \frac{q_e \cdot V_{e/год} \cdot \rho \cdot K_1 \cdot K_2}{3600}, \text{ г/с}$$

$$M^e = \frac{6,3 \cdot \frac{665,05 \cdot 10^3}{780} \cdot 2,4 \cdot 1,2 \cdot 1,2}{3600} = 57,46 \text{ г/с}$$

7. Інтенсивність викиду пилу, що здувається з поверхні відвалу (8.12):

$$M^{зд} = q_{зд} \cdot S_0 \cdot \gamma \cdot K_1 \cdot K_2 \cdot K_4 \cdot (1 - \eta) \cdot 10^3, \text{ г/с}$$

$$M^{зд} = 0,1 \cdot 10^{-6} \cdot 1500 \cdot 0,1 \cdot 1,2 \cdot 1,2 \cdot 1 \cdot (1 - 0) \cdot 10^3 = 0,037 \text{ г/с}$$

8. Обсяг викиду твердих часток з поверхні породного відвалу (8.1):

$$M_{от} = 0,51 + 42,2 + 0,63 = 43,34 \text{ т/рік}$$

Література [6, 9].

ПРАКТИЧНА РОБОТА №9 РОЗРАХУНОК ОБСЯГУ ВИКИДІВ В АТМОСФЕРУ З ВІДКРИТИХ СКЛАДІВ ВУГІЛЛЯ

Мета роботи: опанувати методику розрахунку обсягу викидів в атмосферне повітря з відкритих складів вугілля на території гірничого підприємства.

9.1 ТЕОРЕТИЧНА ЧАСТИНА

Вугільні склади належать до неорганізованих джерел забруднення атмосферного повітря на вугільному підприємстві.

Викиди твердих частинок в атмосферу з відкритих складів вугілля визначаються як сума викидів при розвантаженні вугілля, при здуванні пилу з поверхні складу і при відвантаженні вугілля зі складу.

$$M_{ск} = M_N + M_{сд} + M_E, \text{ т/рік} \quad (9.1)$$

де M_N – кількість вугільного пилу, що виділяється в процесі розвантаження вугілля, т/рік;

M_{CD} – кількість твердих частинок, що здуваються з поверхні відкритих складів вугілля, т/рік;

M_E – кількість пилу, що виділяється при відвантаженні вугілля одноковшовим екскаватором в атмосферу на відкритому вугільному складі, т/рік.

Кількість вугільного пилу, що виділяється в процесі розвантаження вугілля визначається за формулою:

$$M_N = q_n \cdot \Pi_y \cdot K_1 \cdot K_2 \cdot K_3 \cdot K_5 \cdot (1 - \eta) \cdot 10^{-6}, \text{ т/рік} \quad (9.2)$$

де q_n – питома виділення пилу при розвантаженні гірської маси, г/т; $q_n = 0,32$ г/т;

K_1 – коефіцієнт, що враховує вологість матеріалу (табл. 8.3);

K_2 – коефіцієнт, що враховує швидкість вітру (табл. 8.4);

K_3 – коефіцієнт, що враховує висоту розвантаження (табл. 8.5);

K_5 – коефіцієнт, що враховує ступінь захищеності складу від вітру (табл. 9.1);

Π_y – кількість відвантажуваного екскаватором вугілля, т/рік;

η – ефективність засобів пилопригнічення (табл. 8.6). Якщо на відкритому складі вугілля не застосовуються засоби пилопригнічення, то $\eta=0$.

Таблиця 9.1 – Зміна значення коефіцієнта, що враховує ступінь захищеності складу від вітру

Місцеві умови	K_5
Склади вугілля, відкриті: з 4-х сторін	1,0
з 3-х сторін	0,8
з 2-х сторін повністю	0,6
з 2-х сторін частково	0,5
з однієї сторони	0,1
закритий з 4-х сторін	0,05

Кількість твердих частинок, що здуваються з поверхні відкритих складів вугілля:

$$M_{CD} = 86,4 \cdot q_{CD} \cdot S_{CK} \cdot \gamma \cdot K_1 \cdot K_2 \cdot K_5 \cdot K_6 \cdot (365 - T_{en}) \cdot (1 - \eta), \text{ т/рік} \quad (9.3)$$

де q_{CD} – питома здування твердих частинок з пилу з поверхні складу вугілля; $q_{CD} = 0,1 \cdot 10^{-6}$ кг/(м²·с);

S_{CK} – площа основи складу вугілля, м²;

γ – коефіцієнт подрібнення гірничої маси; $\gamma=0,1$;

K_6 – коефіцієнт, що враховує профіль поверхні матеріалу, що складається; $K_6=1,45$;

$T_{\text{сп}}$ – середньорічна кількість днів із стійким суміжним покривом. Для умов Донбасу $T_{\text{сп}} = 30$ днів.

Кількість пилу, що виділяється в атмосферу при відвантаженні вугілля одноковшовим екскаватором на відкритому вугільному складі:

$$M_E = q_y \cdot \Pi_y \cdot K_1 \cdot K_2 \cdot K_5 \cdot (1 - \eta) \cdot 10^{-6}, \text{ т/рік} \quad (9.4)$$

де q_y – питоме виділення твердих частинок (пилу) з 1 м³ вугілля, що навантажується (перевантажується), г/м³ (табл. 9.2);

Таблиця 9.2 – Питоме виділення вугільного пилу під час роботи екскаваторів

Одноковшові екскаватори:	ЕКГ-5А	ЕКГ-8И	ЕКГ-10	ЕКГ-12	ЕКГ-15
q_y , г/м ³	1,93	2,78	2,84	2,86	2,84

Інтенсивність викидів частинок вугілля зі складу визначається за формулою:

$$g_{\text{СК}} = M_{\text{СК}}^N + M_{\text{СК}}^{\text{СД}} + M_{\text{СК}}^E, \text{ г/с} \quad (9.5)$$

де $M_{\text{СК}}^N$ – інтенсивність викидів частинок вугільного пилу, що виділяється в процесі розвантаження вугілля:

$$M_{\text{СК}}^N = \frac{q_n \cdot \Pi_y \cdot K_1 \cdot K_2 \cdot K_3 \cdot K_5 \cdot (1 - \eta)}{3600}, \text{ г/с} \quad (9.6)$$

де Π_y – кількість відвантажуваного екскаватором вугілля, т/годину.

Інтенсивність викидів твердих частинок, що здуваються з поверхні складів вугілля:

$$M_{\text{СК}}^{\text{СД}} = q_{\text{СД}} \cdot S_{\text{СК}} \cdot \gamma \cdot K_1 \cdot K_2 \cdot K_5 \cdot K_6 \cdot (1 - \eta) \cdot 10^3, \text{ г/с} \quad (9.7)$$

Інтенсивність викидів у процесі відвантаження вугілля зі складу:

$$M_{\text{СК}}^E = \frac{q_y \cdot \Pi_y \cdot K_1 \cdot K_2 \cdot K_5 \cdot (1 - \eta)}{3600}, \text{ г/с} \quad (9.8)$$

де Π_y – кількість відвантажуваного екскаватором вугілля, т/годину.

9.2 ПРАКТИЧНА ЧАСТИНА

Завдання. Розрахувати обсяг твердих часток, що викидається з відкритих складів вугілля. Дані для розрахунку наведено в таблиці 9.3.

Таблиця 9.3 – Вихідні дані для розрахунків

№	Π_y , т/рік	Вид екскаватора	Тип складу	$S_{\text{СК}}$, м ²	$V_{\text{в}}$, м/с	W, %	h, м	Спосіб пилопригнічення
---	-----------------	-----------------	------------	----------------------------------	----------------------	------	------	------------------------

1	740	ЕКГ-8И	відкритий з 2-х сторін повністю	405	6,1	1,1	4,8	Зрошення автошляхів водою
2	625	ЕКГ-10	відкритий з 1-ї сторони	430	10,5	8,5	4,0	Зрошення автошляхів зв'язуючими
3	765	ЕКГ-15	закритий з 4-х сторін	305	8,6	2,1	6,2	Без пилопригнічення
4	675	ЕКГ-5А	відкритий з 4-х сторін	335	2,2	3,5	3,2	Зрошення автошляхів водою
5	735	ЕКГ-15	відкритий з 2-х сторін повністю	400	5,6	6,4	2,2	Зрошення автошляхів зв'язуючими
6	920	ЕКГ-8И	відкритий з 1-ї сторони	310	3,4	1,7	1,5	Без пилопригнічення
7	890	ЕКГ-12	відкритий з 2-х сторін частково	340	11,3	7,3	3,4	Зрошення автошляхів водою
8	770	ЕКГ-8И	закритий з 4-х сторін	320	1,8	4,6	1,7	Зрошення автошляхів зв'язуючими
9	915	ЕКГ-5А	відкритий з 4-х сторін	345	7,4	0,7	4,4	Без пилопригнічення
10	730	ЕКГ-12	відкритий з 4-х сторін	315	1,5	8,1	2,1	Зрошення автошляхів водою
11	895	ЕКГ-8И	відкритий з 3-х сторін	330	7,3	0,3	5,5	Без пилопригнічення
12	785	ЕКГ-15	відкритий з 2-х сторін частково	350	1,7	5,5	1,9	Зрошення автошляхів водою
13	910	ЕКГ-10	закритий з	390	4,5	3,3	2,2	Зрошення автошляхів

			4-х сторін					зв'язуючими
14	815	ЕКГ-12	закритий з 4-х сторін	355	6,4	3,7	1,5	Без пилопригнічення
15	620	ЕКГ-15	відкритий з 2-х сторін повністю	525	5,9	4,0	4,6	Без пилопригнічення
16	905	ЕКГ-5А	відкритий з 4-х сторін	370	2,4	2,3	3,4	Без пилопригнічення
17	760	ЕКГ-10	відкритий з 2-х сторін повністю	325	4,9	9,2	3,3	Зрошення автошляхів водою
18	900	ЕКГ-12	відкритий з 1-ї сторони	360	7,1	2,8	5,0	Без пилопригнічення
19	880	ЕКГ-10	закритий з 4-х сторін	425	5,6	0,9	3,4	Зрошення автошляхів водою
20	750	ЕКГ-5А	відкритий з 3-х сторін	350	3,6	11	3,6	Без пилопригнічення

Приклад розрахунку

Розрахувати обсяг твердих часток, що викидається з відкритих складів вугілля якщо, кількість відвантажуваного екскаватором ЕКГ-5А вугілля – 152 т/рік; висота розвантаження $h = 1,5$ м; вологість матеріалу $W=9\%$; швидкість вітру $V_v = 5$ м/с. Склад з площею основи 250 м^2 відкритий з 4-х сторін, засоби пригнічення пилу не застосовуються.

Розв'язання

1. Кількість вугільного пилу, що виділяється в процесі розвантаження вугілля:

$$M_N = q_n \cdot P_y \cdot K_1 \cdot K_2 \cdot K_3 \cdot K_5 \cdot (1 - \eta) \cdot 10^{-6}, \text{ т/рік}$$

$$M_N = 0,32 \cdot 152 \cdot 0,3 \cdot 1,2 \cdot 0,6 \cdot 1 \cdot (1 - 0) \cdot 10^{-6} = 10,5 \cdot 10^{-6} \text{ т/рік}$$

2. Кількість твердих частинок, що здуваються з поверхні відкритих складів вугілля:

$$M_{cd} = 86,4 \cdot q_{cd} \cdot S_{ck} \cdot \gamma \cdot K_1 \cdot K_2 \cdot K_5 \cdot K_6 \cdot (365 - T_{en}) \cdot (1 - \eta), \text{ т/рік}$$

$$M_{cd} = 86,4 \cdot 0,1 \cdot 10^{-6} \cdot 250 \cdot 0,1 \cdot 0,3 \cdot 1,2 \cdot 1 \cdot 1,45 \cdot (365 - 30) \cdot (1 - 0) = 0,037 \text{ т/рік}$$

3. Кількість пилу, що виділяється в атмосферу при відвантаженні вугілля одноковшовим екскаватором на відкритому вугільному складі:

$$M_E = q_y \cdot \Pi_y \cdot K_1 \cdot K_2 \cdot K_5 \cdot (1 - \eta) \cdot 10^{-6}, \text{ т/рік}$$

$$M_E = 1,93 \cdot 152 \cdot 0,3 \cdot 1,2 \cdot 1 \cdot (1 - 0) \cdot 10^{-6} = 105,6 \cdot 10^{-6}, \text{ т/рік}$$

4. Обсяг викидів твердих частинок в атмосферу з відкритих складів вугілля:

$$M_{CK} = M_N + M_{CD} + M_E, \text{ т/рік}$$

$$M_{CK} = 10,5 \cdot 10^{-6} + 0,037 + 105 \cdot 10^{-6} = 0,0371, \text{ т/рік}$$

5. Інтенсивність викидів частинок вугільного пилу, що виділяється в процесі розвантаження вугілля:

$$M_{CK}^N = \frac{q_n \cdot \Pi_y \cdot K_1 \cdot K_2 \cdot K_3 \cdot K_5 \cdot (1 - \eta)}{3600}, \text{ г/с}$$

$$M_{CK}^N = \frac{0,32 \cdot \frac{152}{8760} \cdot 0,3 \cdot 1,2 \cdot 0,6 \cdot 1 \cdot (1 - 0)}{3600} = 3,33 \cdot 10^{-7} \text{ г/с}$$

6. Інтенсивність викидів твердих частинок, що здуваються з поверхні складів вугілля:

$$M_{CK}^{CD} = q_{CD} \cdot S_{CK} \cdot \gamma \cdot K_1 \cdot K_2 \cdot K_5 \cdot K_6 \cdot (1 - \eta) \cdot 10^3, \text{ г/с}$$

$$M_{CK}^{CD} = 0,1 \cdot 10^{-6} \cdot 250 \cdot 0,1 \cdot 0,3 \cdot 1,2 \cdot 1 \cdot 1,45 \cdot (1 - 0) \cdot 10^3 = 0,005 \text{ г/с}$$

7. Інтенсивність викидів у процесі відвантаження вугілля зі складу:

$$M_{CK}^E = \frac{q_y \cdot \Pi_y \cdot K_1 \cdot K_2 \cdot K_5 \cdot (1 - \eta)}{3600}, \text{ г/с}$$

$$M_{CK}^E = \frac{1,93 \cdot \frac{152}{8760} \cdot 0,3 \cdot 1,2 \cdot 1 \cdot (1 - 0)}{3600} = 3,35 \cdot 10^{-6} \text{ г/с}$$

8. Інтенсивність викидів частинок вугілля зі складу:

$$g_{CK} = M_{CK}^N + M_{CK}^{CD} + M_{CK}^E, \text{ г/с}$$

$$g_{CK} = 3,33 \cdot 10^{-7} + 0,005 + 3,35 \cdot 10^{-6} = 0,005 \text{ г/с}$$

Література [6, 9].

ПРАКТИЧНА РОБОТА №10

ПОРОДНІ ВІДВАЛИ. РОЗРАХУНОК ВИКИДІВ ШКІДЛИВИХ РЕЧОВИН ПІД ЧАС ТРАНСПОРТУВАННЯ ГІРНИЧОЇ МАСИ

Мета роботи: опанувати методику розрахунку обсягу викидів в атмосферне повітря шкідливих речовин під час транспортування гірничої маси.

10.1 ТЕОРЕТИЧНА ЧАСТИНА

Інтенсивність пилоутворення при роботі автомашин залежить від швидкості руху, вантажопідйомності, а також стану доріг та матеріалу верхнього покриття.

При роботі автомобільного транспорту забруднення атмосфери відбувається також через викиди шкідливих речовин під час роботи двигунів внутрішнього згоряння.

Найбільш небезпечними із газоподібних викидів є шкідливі речовини, що нормуються: оксиди азоту NO_x – сума NO та NO_2 у перерахунку на NO_2 ; оксид вуглецю – CO ; вуглеводні CH – пари незгорілого палива та мастила в перерахунку на $\text{CH}_{1,85}$; частинки – твердий фільтрат (вуглець – C) та аерозолі незгорілого палива та мастила.

Розрахунок викидів твердих частинок під час руху транспортних засобів

Маса пилу, що утворюється на автошляхах під час руху автомобілів:

$$M_{a,дв}^n = 2 \cdot (q_{вр} \cdot K_c \cdot L_{вр} + q_{ст} \cdot K_c \cdot L_{ст}) \cdot n_{рс} \cdot (365 - T_{сп}) \cdot N_a \cdot (1 - \eta) \cdot 10^{-3}, \text{ т/рік} \quad (10.1)$$

де $q_{вр}$, $q_{ст}$ – питома виділення пилу при проходженні одним автомобілем 1 км відповідно тимчасової та стаціонарної дороги, кг/км (табл. 10.1);

$L_{вр}$, $L_{ст}$ – відповідно довжина тимчасових і стаціонарних доріг, км;

$n_{рс}$ – кількість рейсів автосамоскида на добу;

$T_{сп}$ – річне число днів із стійким сніговим покривом; Для умов Донбасу $T_{сп} = 30$ днів.

N_a – число автосамоскидів, шт.;

η – ефективність засобів пилопригнічення (табл. 10.2). Якщо засоби пилопригнічення не застосовуються то $\eta = 0$.

K_c – коефіцієнт, що враховує середню швидкість руху автосамоскидів на породному відвалі (табл. 10.3).

Таблиця 10.1 – Питоме виділення пилу на автошляхах
під час руху автомобілів

Дорожнє покриття	Питоме виділення вугільно-порідного пилу q_i , кг/км				
	Scania G500	Scania P380	Scania R450	Scania S500	Scania R440
Щебенева (Щ)	0,36	0,42	0,59	0,79	1,04
Ґрунтово-щебенева (ГЩ)	0,53	0,61	0,72	0,99	1,31
Ґрунтове на відвалі (ГВ)	0,71	0,85	1,01	1,38	1,84

Таблиця 10.2 – Ефективність пилопригнічення

Джерело виділення пилу	Спосіб пригнічення пилу	Ефективність, η
Автотранспорт	Зрошення автошляхів водою	0,65-0,90
	Зрошення автошляхів зв'язуючими речовинами	0,90-0,98

Таблиця 10.3 – Значення коефіцієнта K_c залежно від середньої швидкості руху автосамоскида

Середня швидкість руху автосамоскида, $V_{дв}$, км/год	5-9	10-19	20-29	>30
Коефіцієнт K_c	0,6	1	2	3,5

Інтенсивність виділення пилу під час руху автомобіля визначається за формулою:

$$g_n^a = \frac{2 \cdot (q_{вр} \cdot K_c \cdot L_{вр} + q_{ст} \cdot K_c \cdot L_{ст}) \cdot n_{рг} \cdot (1 - \eta)}{3,6}, \text{ г/с} \quad (10.2)$$

де $n_{рг}$ – кількість рейсів автосамоскида на годину.

Маса пилу, що здувається з поверхні матеріалу, що транспортується автосамоскидами:

$$M_{сд}^n = 3,6 \cdot q_{сд} \cdot S_j \cdot N_a \cdot \tau_{тр} \cdot n_{рг} \cdot K_1 \cdot K_{об} \cdot (1 - \eta) \cdot 10^{-3}, \text{ т/рік} \quad (10.3)$$

де $q_{сд}$ – питома маса твердих частинок, що здуваються з 1 м² поверхні гірської маси, що транспортується в кузові, г/м²·с; $q_{сд} = 0,003$ г/м²·с;

S_j – площа поверхні матеріалу, що транспортується в кузові, м² (табл. 10.4);

$\tau_{тр}$ – середня тривалість рейсу, год;

K_1 – коефіцієнт, що враховує вологість матеріалу (табл. 8.3);

$K_{об}$ – коефіцієнт, що враховує швидкість обдування породи під час транспортування (табл. 10.5);

$n_{рг}$ – число рейсів на рік.

Таблиця 10.4 – Площа поверхні матеріалу, що транспортується в кузові

Транспортний засіб	Scania G500	Scania P380	Scania R450	Scania S500	Scania R440
$S_i, \text{м}^2$	14	17	31	42	52

Таблиця 10.5 – Коефіцієнт, що враховує швидкість обдування породи під час транспортування

Швидкість обдування $V_{об}$, м/с	2-3,99	4-5,99	6-7,99	8-9,99	10-11,99	12-13,99	>14
Коефіцієнт $K_{об}$	1,0	1,13	1,26	1,38	1,5	1,62	1,74

Швидкість обдування матеріалу визначається за формулою:

$$V_{об} = \sqrt{\frac{V_{в} \cdot V_{дв}}{3,6}}, \text{ м/с} \quad (10.4)$$

де $V_{в}$ – швидкість вітру, м/с;

$V_{дв}$ – швидкість руху транспортного засобу, км/год.

Розрахунок викидів шкідливих речовин під час спалювання палива у двигунах автомобілів чи тепловозів

При роботі автомобіля можна виділити три режими роботи двигуна:

- холостий хід: при завантаженні, в очікуванні та на спуску;
- повне використання потужності двигуна: при русі на підйом та при русі навантаженого автомобіля по горизонтальних та пологих ділянках траси на відвалі;

- часткове (приблизно 50%) використання потужності двигуна – при русі всіх видів автомобілів по горизонтальних ділянках траси у порожньому стані.

Маса річного викиду шкідливих речовин від спалювання палива в двигунах автомобілів розраховується за формулою:

$$M_a^r = \sum_{i=1}^n q_{cp} \cdot T \cdot N_a \cdot k_{tc} \cdot 10^{-3}, \text{ т/рік} \quad (10.5)$$

де n – загальна кількість домішок (оксиду вуглецю, оксидів азоту, вуглеводнів і сажі), що викидаються в атмосферу;

i – вид домішки ($i = 1, \dots, n$);

T – кількість годин роботи автомобіля, год/рік;

N_a – кількість працюючих автомобілів, шт.;

k_{tc} – коефіцієнт, що залежить від тривалості експлуатації та технічного стану (для автосамоскидів з терміном експлуатації менше двох років приймається рівним 1, при терміні експлуатації понад два роки приймається рівним 1,2);

q_{cp} – усереднений питомий викид i -ї шкідливої речовини під час роботи двигунів на k -тому режимі дизельних двигунів автомобілів.

$$q_{cp} = \sum_{i=1}^m q_{ik} \cdot t_k, \text{ кг/годину} \quad (10.6)$$

де m – число режимів роботи двигуна;

q_{ik} – питомий викид i -ї речовини на k -тому режимі роботи двигуна (табл. 10.6), кг/годину;

t_k – частка часу роботи двигуна на k -тому режимі, частки од.

Розподіл часу роботи дизельних двигунів при різних навантажувальних режимах роботи автосамоскидів

Холостий хід – 40%.

При 50% потужності – 15%.

Максимальна потужність – 45%.

Таблиця 10.6 – Питомі викиди шкідливих речовин дизельними двигунами автомобілів

Марка самоскиду	Шкідлива речовина	q _{ik} кг/год, при різних режимах роботи		
		холостий хід	при 50% потужності	максимальна потужність
Scania G500	CO	0,16	0,219	0,519
	NO _x	0,115	0,963	1,767
	CH	0,044	0,087	0,161
	C	0,005	0,024	0,052
Scania P380	CO	0,190	0,261	0,617
	NO _x	0,130	1,148	2,105
	CH	0,052	0,104	0,192
	C	0,009	0,034	0,052
Scania R450	CO	0,371	0,488	0,895
	NO _x	0,254	2,148	3,398
	CH	0,098	0,195	0,358
	C	0,017	0,053	0,116
Scania S500	CO	0,494	1,081	1,108
	NO _x	0,363	2,66	4,876
	CH	0,121	0,242	0,443
	C	0,023	0,079	0,144
Scania R440	CO	0,874	1,413	1,961
	NO _x	0,642	4,706	8,605
	CH	0,214	0,427	0,804
	C	0,069	0,139	0,255

10.2 ПРАКТИЧНА ЧАСТИНА

Завдання. Визначити масу та максимальну інтенсивність надходження шкідливих домішок в атмосферу при транспортуванні гірничої маси. Кількість робочих днів на рік – 260. Кількість змін на день – 1. Дані для розрахунків наведено в таблиці 10.7. Вологість матеріалу та швидкість вітру прийняти з практичної роботи №9. Термін експлуатації самоскидів понад 2-х

років.

Приклад розрахунку

Варіант 0

1. Маса пилу, що утворюється на автошляхах під час руху автомобілів:

$$M_{a,дв}^n = 2 \cdot (q_{вр} \cdot K_C \cdot L_{вр} + q_{ст} \cdot K_C \cdot L_{ст}) \cdot n_{рс} \cdot (365 - T_{сп}) \cdot N_a \cdot (1 - \eta) \cdot 10^{-3}, \text{ т/рік}$$

$$M_{a,дв}^n = 2 \cdot (0,71 \cdot 2 \cdot 2,1 + 0,53 \cdot 2 \cdot 2) \cdot 6 \cdot (365 - 30) \cdot 25 \cdot (1 - 0,8) \cdot 10^{-3} = 102,55 \text{ т/рік}$$

2. Інтенсивність виділення пилу під час руху автомобіля визначається за формулою:

$$g_n^a = \frac{2 \cdot (q_{вр} \cdot K_C \cdot L_{вр} + q_{ст} \cdot K_C \cdot L_{ст}) \cdot n_{рг} \cdot (1 - \eta)}{3,6}, \text{ г/с}$$

$$g_n^a = \frac{2 \cdot (0,71 \cdot 2 \cdot 2,1 + 0,53 \cdot 2 \cdot 2) \cdot \frac{6}{8} \cdot (1 - 0,8)}{3,6} = 0,43 \text{ г/с}$$

3. Маса пилу, що здувається з поверхні матеріалу, що транспортується автосамоскидами:

$$M_{сд}^n = 3,6 \cdot q_{сд} \cdot S_j \cdot N_a \cdot \tau_{тр} \cdot n_{рг} \cdot K_1 \cdot K_{об} \cdot (1 - \eta) \cdot 10^{-3}, \text{ т/рік}$$

$$M_{сд}^n = 3,6 \cdot 0,003 \cdot 14 \cdot 25 \cdot 2 \cdot 260 \cdot 6 \cdot 0,3 \cdot 1,13 \cdot (1 - 0,8) \cdot 10^{-3} = 0,8 \text{ т/рік}$$

4. Тривалість рейсу:

$$\tau_{тр} = \frac{L_{вр} + L_c}{V_{дв}} = \frac{2,1 + 2,0}{21} = 0,2 \text{ год.}$$

5. Швидкість обдування матеріалу визначається за формулою:

$$V_{об} = \sqrt{\frac{V_{в} \cdot V_{дв}}{3,6}}, \text{ м/с}$$

$$V_{об} = \sqrt{\frac{5 \cdot 21}{3,6}} = 5,4 \text{ м/с}$$

6. Усереднений питомий викид і-ї шкідливої речовини під час роботи двигунів на к-тому режимі дизельних двигунів автомобілів.

$$q_{ср} = \sum_{i=1}^m q_{ik} \cdot t_k, \text{ кг/год.}$$

$$q_{CO} = 0,16 \cdot 0,4 + 0,219 \cdot 0,15 + 0,519 \cdot 0,45 = 0,33 \text{ кг/год.}$$

$$q_{NO_x} = 0,115 \cdot 0,4 + 0,963 \cdot 0,15 + 1,767 \cdot 0,45 = 0,99 \text{ кг/год.}$$

$$q_{CH} = 0,044 \cdot 0,4 + 0,087 \cdot 0,15 + 0,161 \cdot 0,45 = 0,1 \text{ кг/год.}$$

$$q_C = 0,005 \cdot 0,4 + 0,024 \cdot 0,15 + 0,052 \cdot 0,45 = 0,029 \text{ кг/год.}$$

7. Маса річного викиду шкідливих речовин від спалювання палива в

двигунах автомобілів:

$$M_a^r = \sum_{i=1}^n q_{cp} \cdot T \cdot N_a \cdot k_{tc} \cdot 10^{-3}, \text{ т/рік}$$

$$M_a^r = (0,33 + 0,99 + 0,1) \cdot 8 \cdot 260 \cdot 25 \cdot 1,2 \cdot 10^{-3} = 88,61 \text{ т/рік}$$

Література [6, 9].

Таблиця 10.7 – Вихідні дані для розрахунків

№	Вид транспорту	Кількість автомобілів, од.	Довжина тимчасової дороги, км	Довжина стаціонарної дороги, км	Покриття дороги тимчасової/стаціонарної	Число рейсів автомобіля за зміну	Середня швидкість, км/год	Засіб зрошення автодоріг	Тривалість робочого дня
0	Scania G500	25	2,1	2,0	ГВ/ГЩ	6	21	вода	8
1	Scania R450	28	1,8	1,8	Щ/ГЩ	9	28	ЗВ	12
2	Scania P380	31	2,5	2,4	Щ/ГЩ	6	36	вода	10
3	Scania S500	25	2,3	2,1	ГВ/ГЩ	9	23	ЗВ	8
4	Scania R450	30	2,0	2,6	ГВ/ГЩ	7	35	вода	12
5	Scania R440	26	2,4	2,0	Щ/ГЩ	10	29	ЗВ	10
6	Scania G500	29	2,2	2,2	Щ/ГЩ	6	24	вода	8
7	Scania R440	32	1,9	1,7	ГВ/ГЩ	8	33	ЗВ	10
8	Scania P380	24	1,7	2,4	ГВ/ГЩ	10	27	ЗВ	12
9	Scania R440	29	2,1	2,0	Щ/ГЩ	6	22	вода	10
10	Scania S500	27	2,3	1,9	Щ/ГЩ	8	37	ЗВ	12
11	Scania P380	30	2,4	2,2	Щ/ГЩ	7	25	вода	10
12	Scania R440	26	1,6	2,3	ГВ/ГЩ	9	23	вода	10
13	Scania R450	23	2,6	2,5	ГВ/ГЩ	6	26	ЗВ	8
14	Scania R440	33	1,7	1,8	Щ/ГЩ	10	29	вода	12
15	Scania G500	21	1,9	2,5	Щ/ГЩ	7	24	ЗВ	8
16	Scania S500	28	2,2	2,4	ГВ/ГЩ	9	36	вода	10
17	Scania P380	22	2,5	2,3	Щ/ГЩ	8	22	ЗВ	12
18	Scania S500	32	2,0	2,1	Щ/ГЩ	7	24	ЗВ	8
19	Scania R450	27	1,8	1,9	ГВ/ГЩ	10	38	вода	12
20	Scania G500	31	1,6	2,5	Щ/ГЩ	8	35	ЗВ	8

ЗВ – зв’язуюча речовина

ПРАКТИЧНА РОБОТА №11

МЕТАН ЗАКРИТИХ ШАХТ. ВИКОРИСТАННЯ МЕТАНУ ТА БОРОТЬБА З ЙОГО ВИКИДАМИ

Мета роботи: розглянути способи використання шахтного метану, що використовуються для зменшення обсягу його викидів.

11.1 ТЕОРЕТИЧНА ЧАСТИНА

Вугільні шахти є одним із найбільших джерел антропогенних викидів метану, проте обсяг цих викидів може бути істотно знижений за допомогою впровадження передової практики. Потенціал глобального потепління метану більш ніж у 20 разів більше потенціалу глобального потепління діоксиду вуглецю – найважливішого парникового газу світі.

Більшість метану, що утворюється в шахтах, може бути використана або знищена підприємствами гірничодобувної промисловості. До можливих варіантів відносяться утилізація газу дегазації, спалювання у смолоскипі зайвих обсягів такого газу, а також утилізація метаноповітряної суміші чи скорочення її викидів. При відповідних технічних та ринкових умовах кінцевою метою має бути доведення викидів метану практично до нульового рівня.

У прагненні використовувати шахтний метан у деяких випадках допускалося зневажливе ставлення до дотримання необхідних норм безпеки та технічних норм, що створювало нові небезпеки на вугільних шахтах. При плануванні використання метану слід уникати будь-якого підвищення підземного ризику.

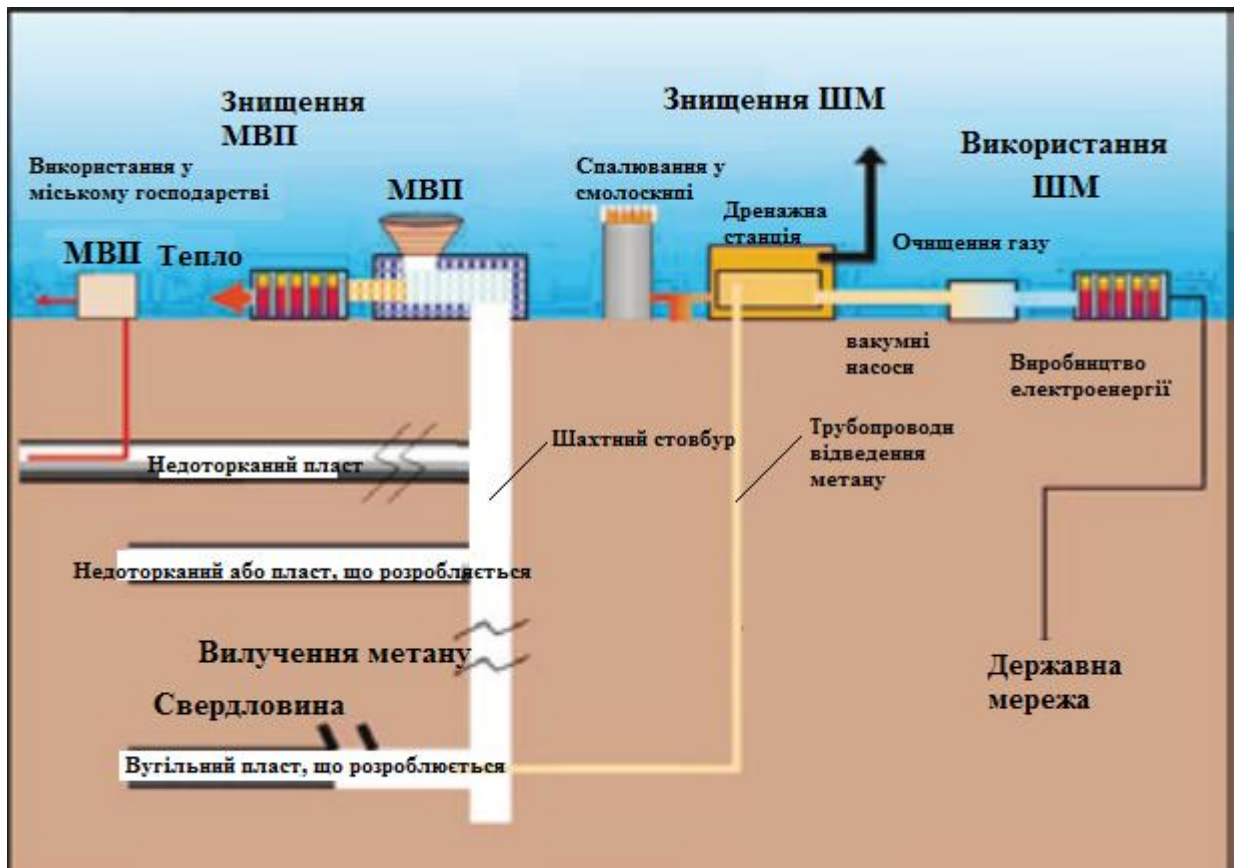
Скорочення викидів метану є міжнародним пріоритетом, у реалізації якого вугільні шахти можуть відігравати важливу роль. На метан припадає 14% глобальних антропогенних викидів парникових газів, а на вугільні шахти – 6% викидів метану, чи приблизно 400 млн. т CO₂-екв. на рік. Обсяг викидів шахтного метану є невеликим у порівнянні з іншими джерелами викидів парникових газів, пов'язаних із вугіллям (наприклад, діоксид вуглецю при спалюванні вугілля), проте його не можна назвати несуттєвим. Більш важливим є те, що технології вилучення та використання шахтного метану вже комерційно доступні та довели свою ефективність, що робить утилізацію шахтного метану вельми привабливим вирішенням проблеми боротьби викидами парникових газів у короткостроковому та середньостроковому плані для вугільної промисловості.

Шахтний метан як енергоресурс

Уловлювання та використання метану можуть суттєво підвищити додану вартість гірничодобувних робіт. Каптований шахтний метан можна безпосередньо використовувати для цілей енергопостачання або генерування енергії, забезпечуючи реалізацію ціннісних якостей цього природного ресурсу. Своєю чергою, це може приносити шахті економічні доходи завдяки продажу енергії чи економії на затратах. Крім того, використання метану підвищує вартість самого підприємства завдяки генеруванню капіталу, що може бути

реінвестованим в обладнання та заходи, що забезпечують безпеку шахти.

Існуючі технології дозволяють оптимізувати процес рекуперації енергії та практично виключити суттєву частку викидів метану з підземних вугільних виробок (рис. 11.1).



МВП – метан вентиляційних потоків; ШМ – шахтний метан

Рисунок 11.1 – Оптимізація рекуперації енергії при гірничих роботах із практично нульовими викидами метану

Належні стандарти та практика дегазації забезпечать отримання придатного до використання газу стабільної якості та сприятимуть реалізації можливостей його утилізації з найменшими витратами. В результаті коливань в умовах ведення гірничих робіт постачання газу коливатиметься, і обладнання для утилізації газу може в деяких випадках приходити у несправність чи зупинятися на технічне обслуговування. У таких випадках невикористаний газ може спалюватися у смолоскипі для зведення до мінімуму обсягу його викидів. Метан, який не може бути каптований або утилізований, розбавляється у вентиляційному повітрі та викидається в атмосферу у вигляді МВП. Технології зниження викидів метану вентиляційних потоків (МВП) вже розробляються протягом багатьох років. У цілому технічно цілком можливо окислювати метан вентиляційних струменів при концентраціях вище 0,20%, і в різних регіонах світу в даний час вже здійснюється кілька комерційних проектів.

При поводженні з метаном у вугільних шахтах найпріоритетнішим повинно завжди залишатися питання дотримання техніки безпеки. У прагненні

використовувати шахтний метан у деяких випадках допускалося зневажливе ставлення до дотримання необхідних норм безпеки та технічних норм, що створювало нові небезпеки на вугільних шахтах. При плануванні використання метану слід уникати будь-якого підвищення підземного ризику.

Варіанти використання метану

Потенційні варіанти використання шахтного метану в діапазоні концентрацій 30%-100% існують у різних прикладних областях, включаючи такі:

- 1) використання як паливо в металургійних печах, у промислових печах та котлоагрегатах;
- 2) спалювання у двигунах внутрішнього згоряння або турбінах для виробництва електроенергії;
- 3) використання для закачування у трубопроводи природного газу;
- 4) застосування як сировину у галузі з виробництва добрив;
- 5) спалювання як моторне паливо.

Для використання газу поза об'єктом, особливо для цивільних споживачів, часто створюються потужності зберігання газу для забезпечення можливостей задоволення пікового попиту та створення буферних запасів на випадок перерв у каптуванні газу. Але в цілому оператори намагаються уникнути високих витрат, проблем землекористування та негативного візуального ефекту цих споруд, а також ризиків, пов'язаних зі збереженням великих обсягів сумішей пального газу на шахтних енергоблоках, які використовують метан, багато з яких успішно забезпечують пряме енергопостачання шахти, що діє.

На сьогодні більшість проектів використання каптованого метану здійснювалося в Австралії, Німеччині, Китаї, Польщі, Сполученому Королівстві, США, Україні та Чеській Республіці. З появою ринків вуглецю в деяких країнах більше значення надається скороченню викидів вуглецю та формування за рахунок цього вуглецевих квот та створення інших екологічних благ у доповнення до енергетичних продуктів, одержуваних внаслідок здійснення таких проектів. Це сприяло розширенню проектної діяльності у багатьох країнах, особливо в Китаї, а також посилило зростання кількості таких видів проектів, що залежать виключно від вуглецевих квот як основного джерела доходів (наприклад, спалювання в факелі та боротьба з викидами МВП).

Таблиця 10.1 – Способи використання шахтного метану

Спосіб	Застосування	Переваги	Недоліки
Виробництво електроенергії	Газові двигуни, що забезпечують енергопостачання шахти чи подачу електроенергії в енергомережу	● Апробована технологія. ● Рекуперація відпрацьованого тепла для опалення споруд шахти, душових кімнат шахтарів, а також	● Перериваний та змінна відпустка електроенергії; обумовлена цим неможливість подачі електроенергії в енергомережу. ● Регулярне технічне обслуговування вимагає

		для підігріву та охолодження повітря шахтних стволів	відповідального ставлення оператора шахти • Високі капітальні витрати на початковій стадії реалізації проекту
Високоякісний трубопровідний газ	Очищений шахтний метан високої якості	• Еквівалент природного газу. • Прибутково за високих цін на газ. • Хороший варіант там, де існує потужна трубопровідна інфраструктура	• Стандарти на чистоту трубопровідного газу є високими, а сам процес очищення – дорогим. • Реалізація можлива тільки за високої якості попередньо дренованого або очищеного шахтного метану • Вимагає розумних умов доступу до трубопроводу
Міський або промисловий газ середньої якості	Метан для місцевих систем централізованого теплопостачання житлових зон та для промислового використання, наприклад у промислових печах, з концентрацією понад 30%	• Джерело палива за низькими цінами. • Локалізовані вигоди. • Може вимагати лише мінімальної чи не вимагати взагалі очищення газу	• Вартість системи розподілу та технічного обслуговування. • Змінні якості та постачання. • Висока вартість змісту газосховищ, необхідних для регулювання пікового попиту
Сировина для хімічної промисловості	Високоякісний газ для виробництва сажі, формальдегіду, синтетичних палив та диметилового ефіру	• Використання для постачання високоякісного шахтного метану при складній кон'юктурі	• Високі витрати переробки • Відсутність можливостей використання механізму чистого розвитку при можливому вивільненні вуглецю
Район розташування шахти	Обігрів, приготування їжі, котлоагрегати, сушіння вугільного пилу, житлові будинки шахтарів	• Замінює вугілля • Екологічно чисте, дешеве енергоджерело	• Варіант може бути економічно менш вигідним при використанні на місці розташування шахти, ніж за її межами
Транспортні витрати	Високоякісний очищений газ, що видобувається при попередньої дегазації, та метан вугільних пластів, які замінюють компримований та скраплений природний газ	• Вільний доступ на ринок для постачання газу при складній кон'юктурі. • Дуже високі ціни на моторне паливо	• Витрати на перероблювання, зберігання, завантаження та транспортування газу. • Дуже високі стандарти на очищення.

Моніторинг метану

Ефективність і безпека використання метану можуть бути істотно підвищені, якщо може бути забезпечено точне вимірювання фактичної концентрації метану у газі, що видобувається.

Більш безпечне транспортування дренованого газу до установок для його перетворення в енергію або спалювання у факелі може забезпечуватися лише за наявності точних даних про дійсний вміст метану в газі. Водночас вигоди не обмежуються безпекою: до них також належать розширення можливостей збуту метану або продуктів, що виробляються завдяки утилізації метану, та результати боротьби з його викидами. Наприклад, газові двигуни мають вузьку сферу використання різних концентрацій метану, а гарантований постійний потік газу підвищить ефективність двигунів, знизивши витрати з експлуатації та поточного ремонту.

Метан, що постачається в газопроводи, має задовольняти дуже жорстким вимогам або взагалі не використовуватиметься оператором трубопроводу. Для проектів використання метану вентиляційних струменів дуже важливо проводити точні вимірювання потоків вентиляційного повітря для оцінки коливань концентрацій метану в вентиляційних струменях, а також для оцінки загальних потоків метану вентиляційних струменів до початку розробки проекту. Вже під час експлуатації ретельний режим моніторингу забезпечить отримання оперативних даних, проте програма моніторингу особливо важлива для точного вимірювання розміру скорочення викидів. Це може вимагати застосування режиму перевірки, який сильно відрізняється від застосовуваного при гірничих роботах, при якому моніторинг метану здійснюється з метою забезпечення безпеки, вентиляційні потоки вимірюються для забезпечення оптимального провітрювання. Наприклад, багато протоколів щодо парникових газів вимагають постійного моніторингу викидів у потоках метану вентиляційного повітря та постійного або регулярного відбору проб за допомогою аналізаторів метану.

11.2 ПРАКТИЧНА ЧАСТИНА

Завдання. Письмово дати відповіді на питання.

1. Перерахуйте можливі варіанти утилізації газу дегазації.
2. В чому полягає небезпека викиду метану в навколишнє середовище.
3. Шахтний метан як енергоресурс.
4. Способи використання шахтного метану, їх переваги та недоліки.
5. Які країни є передовими щодо використання каптованого метану.
6. Моніторинг метану

Література [5, 7, 8].

ПРАКТИЧНА РОБОТА №12

МЕТАН ЗАКРИТИХ ШАХТ. МІГРАЦІЯ МЕТАНУ З ВИРОБЛЕНОГО ПРОСТОРУ ЗАКРИТИХ ШАХТ

Мета роботи: навчитись розраховувати час міграції та кількість метану, що виділяється на денну поверхню із закритої шахти.

12.1 ТЕОРЕТИЧНА ЧАСТИНА

На даний момент в Україні на стадії закриття перебувають понад 100 вугільних шахт, а ще більше десятка шахт належать до третьої групи, де проводяться роботи з підготовки до ліквідації.

Закриття даних шахт виконується переважно, шляхом «микрою» консервації, при якому відбувається зупинка вентиляційного та насосного обладнання. Вироблений простір поступово заповнюється водою з підроблених водоносних пластів. При цьому газ метан, що знаходиться у виробленому просторі, витісняється водою до земної поверхні різними шляхами. Газовиділення із закритих шляхом «микрої консервації» шахт виявляється протягом від одного року до кількох десятиліть після припинення примусового провітрювання та засипки стволів і продовжується аж до повного затоплення виробленого простору.

Оскільки газ метан має масу менше повітря, навіть за відсутності водопритоку метан, який накопичується у виробленому просторі, під впливом свого надлишкового тиску починає мігрувати до денної поверхні різними шляхами.

Відповідно до методики МакНДІ «Захист будівель від проникнення метану (2001) основними природними шляхами міграції метану з виробленого простору на денну поверхню є:

- пласти тріщинуватих водоносних або газоводоносних порід після їх осушення гірничими роботами (пісковики, вапняки) при моноклінальному заляганні на відстані від 35 до 150 потужностей пласта, що відпрацьовується;
- тріщинуваті породи в замкових частинах антикліналей і куполів;
- розривні геологічні порушення, що мають вихід на денну поверхню або під
наноси;
- ліквідовані гірничі виробки, що мали вихід на денну поверхню (ствולי, шурфи);
- незатампоновані або неякісно затампоновані геологорозвідувальні свердловини, що пробурені з поверхні.

Але, крім зазначених, до таких шляхів міграції метану слід віднести геодинамічні зони (ГДЗ), про які відомо завдяки вивченню геологами та геофізиками верхнього шару Землі.

В результаті досліджень верхнього шару Землі геологами та геофізиками відомо, що вся приповерхнева частина земної кори розбита на блоки різної тектонічної активності. Межами таких блоків є геодинамічні зони (ГДЗ). Вони є структурами, якими відбувалися чи відбуваються нині зрушення блоків

гірничого масиву. ГДЗ мають різні розміри – від глобальних, протяжністю у десятки тисяч кілометрів, до локальних, завдовжки кілька сотень метрів. Будучи відображенням тектонічних розривних порушень, ГДЗ проявляються на земній поверхні найчастіше у вигляді лінійно витягнутих негативних форм рельєфу. Такі структури називають лінеаментами.

Гірським породам, розташованим у межах ГДЗ, властиві напружено-деформований стан і аномально підвищена тріщинуватість стосовно до порід блоків. В результаті проведення гірських робіт дана тріщинуватість сприяє міграції газів різного складу (в тому числі метану) на денну поверхню.

Дане припущення підтверджується виконаними аналітичними дослідженнями щодо даних метановиділення у свердловини, пробурені МакНДІ в межах гірського відведення закритої шахти «Кочегарка». Максимальне виділення метану спостерігалось лише у тих свердловинах, які перебували у межах виділених ГДЗ. Таким чином, це створює передумови для розгляду ГДЗ як додаткових природних шляхів емісії метану з виробленого простору закритих шахт до денної поверхні.

Якщо уявити процес міграції метану від нижнього відпрацьованого горизонту до поверхні за розривними порушеннями та геодинамічних зон у розрізі, то виходить наступна картина: в результаті гірничих робіт у зоні розривних порушень відбувається розкриття тріщин та утворення нових, які, своєю чергою, сприяють активзації флюїдообмінного процесу і, відповідно, міграції метану до денної поверхні.

Вільний метан, що має меншу масу, ніж повітря, повністю заповнює вироблений простір, і потім під дією надлишкового тиску, що виникає в результаті припливу води, починає переміщатися в межах розриву вгору в напрямку до поверхні. Це відбувається повсюдно на всіх відпрацьованих горизонтах, що перетинаються цим розривним порушенням. Потім, досягнувши зони згасання розривного порушення метан продовжує переміщатися в межах геодинамічної зони до самої поверхні. Таким чином, провідниками метану є не тільки розривні порушення, що безпосередньо виходять на денну поверхню, але й ті, що мають продовження у вигляді геодинамічних зон, які необхідно враховувати при оцінці небезпеки виділення метану на території гірських відводів закритих шахт.

В Інституті фізики гірничих процесів НАН України було розроблено алгоритм розрахунку, за допомогою якого для кожної конкретної закритої вугільної шахти можна наближено визначити кількість метану, що виділяється на денну поверхню по різних шляхах, і час його проходження через порушений гірський масив.

У цій практичній роботі розглядається випадок повного заповнення метаном виробленого простору і варіанти його міграції до денної поверхні по пластах підроблених тріщинуватих гірських порід (відповідно до методики МакНДІ) і в межах ГДЗ.

Насамперед необхідно визначити обсяг метану, який виділиться у вироблений простір закритої шахти з вуглепородного масиву за відсутності вентиляції. Для розрахунку найбільш прийнятним є підхід, прийнятий ІГД ім. А.А. Скочинського. У цьому випадку пропонується визначати обсяг метану,

який виділиться на 1 погонний метр виробленого простору закритої шахти за відсутності вентиляції та дегазаційних свердловин. Для цього необхідно визначити площу 1 погонного метра виробленого простору:

$$f_i = l_i \cdot 1, \text{ м}^2 \quad (12.1)$$

де l_i – ширина виробленого простору, м.

Відповідно загальна кількість метану V (м^3), що виділяється з вуглепородного масиву за всіма відпрацьованими горизонтами, що перетинаються ГДЗ або провідним пластом, на 1 погонний метр виробленого простору, може бути розраховано за формулою:

$$V = \gamma_y \cdot f_i \cdot \sum_{i=1}^n m_i \cdot (x_i - x_{oi}), \text{ м}^3 \quad (12.2)$$

де γ_y – об'ємна маса вугілля, т/м^3 ; $\gamma_y = 1,1-1,35 \text{ т/м}^3$;

x_i, x_{oi} – відповідно природна і залишкова газонасність i -го пласта вугілля, $\text{м}^3/\text{т}$;

m_i – потужність i -го пласта вугілля (джерела метановиділення), м.

Об'єм газу метану, який фільтрується через тріщинуватий породний масив у межах ГДЗ за одиницю часу Q (м^3), може бути визначений на основі формули Дарсі:

$$Q = \frac{\Delta P \cdot S \cdot t}{L \cdot \eta} \cdot K_T, \text{ м}^3 \quad (12.3)$$

де S – площа 1 погонного метра денної поверхні в межах ГДЗ або провідного пласта, де виходить метан, м^2 ;

t – час фільтрації метану через тріщинуватий масив гірських порід в межах ГДЗ або провідного пласта, с; $t = 60 \text{ с}$;

L – шлях фільтрації метану (відстань до поверхні), м;

η – динамічна в'язкість метану (CH_4), $\text{Па} \cdot \text{с}$; $\eta = 1138 \cdot 10^{-8} \text{ Па} \cdot \text{с}$ при $T = 35^\circ\text{C}$;

K_T – величина коефіцієнта газопроникності провідного пласта чи вуглепородного масиву не більше ГДЗ, м^2 .

Величина коефіцієнта газопроникності K_T (м^2) в даному випадку може бути визначена за формулою, запропонованою ІГТМ НАН України для вуглегазового масиву в зоні впливу очисних робіт:

$$K_T = \frac{\alpha \cdot \Gamma_{\text{тр}} \cdot \delta^3}{12}, \text{ м}^2 \quad (12.4)$$

де α – коефіцієнт, що залежить від геометрії (звивистості) тріщин; $\alpha = 0,1-1$;

$\Gamma_{\text{тр}}$ – частота тріщин, м^{-1} ; частота тріщин залежить від геологічних умов та інших зовнішніх факторів, для розрахунків прийняти $\Gamma_{\text{тр}} = 12-15 \text{ м}^{-1}$.

δ – ширина розкриття тріщин, м; для умов Донбасу ширина розкриття ендегенних тріщин становить $10^{-5}-10^{-3} \text{ м}$, екзогенних – $10^{-9}-10^{-6} \text{ м}$.

Для випадку міграції метану на денну поверхню в межах ГДЗ приймаємо значення однаковим для всіх шарів гірських порід, що складають масив.

У випадку, коли провідний пласт або зона тріщинуватих порід (ГДЗ) має певний кут падіння стосовно до денної поверхні, шлях фільтрації метану L (м) від нижнього відпрацьованого горизонту, що перетинається ГДЗ, до денної

поверхні в межах ГДЗ може бути визнана за формулою:

$$L = \frac{H_{\Pi}}{\sin \beta}, \text{ м} \quad (12.5)$$

де H_{Π} – глибина залягання нижнього відпрацьованого вугільного пласта, що перетинається ГДЗ, м;

β – кут падіння площини ГДЗ, град.

Перепад тиску метану ΔP на шляху його фільтрації до денної поверхні може бути визначений за формулою:

$$\Delta P = P_2 - P_1, \text{ Па} \quad (12.6)$$

де P_1 , P_2 – надлишковий тиск вільного метану відповідно при виході на поверхню та на нижньому відпрацьованому горизонті, Па.

У такому випадку виконується розрахунок надлишкового тиску вільного метану з урахуванням температурного фактора при встановленому процесі його надходження у вироблений простір, при якому кількість вихідного метану дорівнює кількості метану, що надходить, при цьому щільність метану ρ (кг/м³) залишається величиною постійної.

Надлишковий тиск вільного газу визначається за допомогою рівняння газового стану:

$$P = \rho \cdot g \cdot R \cdot T, \text{ Па} \quad (12.7)$$

де R – універсальна газова постійна, $R=8,31$ Дж/моль·К;

T – абсолютна температура, К.

У такому випадку виконується розрахунок значень P_2 та P_1 за такими формулами:

$$P_2 = \rho \cdot g \cdot R \cdot T_{\Pi} + P_a, \text{ Па} \quad (12.8)$$

$$P_1 = \rho \cdot g \cdot R \cdot T_{\text{ср}} + P_a, \text{ Па} \quad (12.9)$$

де ρ – щільність метану (CH₄), $\rho = 0,7168$ кг/м³;

g – прискорення вільного падіння, $g = 9,81$ м/с²;

T_{Π} – абсолютна температура на нижньому відпрацьованому горизонті, К;

$T_{\text{ср}}$ – середньорічна температура на поверхні, для умов Донбасу $T_{\text{ср}} = 18^{\circ}\text{C}$;

P_a – атмосферний тиск, Па, $P_a = 105$ Па.

У разі коли невідома абсолютна температура на нижньому відпрацьованому горизонті, розташованому на глибині H , вона може бути розрахована за формулою:

$$T_{\Pi} = \Gamma_t \cdot (H_{\Gamma} - h_{\text{СПТ}}) + T_{\text{ср}}, ^{\circ}\text{C} \quad (12.10)$$

де Γ_t – геотермічний градієнт, $^{\circ}\text{C}/\text{м}$; $\Gamma_t = 0,07$ $^{\circ}\text{C}/\text{м}$

H_{Γ} – глибина залягання нижнього відпрацьованого горизонту, м;

$h_{\text{СПТ}}$ – глибина шару постійних температур, м; для умов Донбасу $h_{\text{СПТ}}=15$ м.

Площа 1 погонного метра денної поверхні в межах ГДЗ або провідного пласта, де виходить метан, S (м²) дорівнює:

$$S = l_{\text{в}} \cdot 1, \text{ м}^2 \quad (12.11)$$

де l_B – ширина провідного пласта або ГДЗ по падінню, м.

Приблизний час, протягом якого весь даний обсяг метану виділиться на поверхню $T_{\text{вид}}$ (років), можна визначити таким чином:

$$T_{\text{вид}} = \frac{V}{365 \cdot Q}, \text{ років} \quad (12.12)$$

12.2 ПРАКТИЧНА ЧАСТИНА

Завдання. Розрахувати кількості газу метану та час його міграції до денної поверхні за ГДЗ для умов закритої шахти. Для розрахунку прийняти $H=N_r=N_{\text{п}}$. Дані для розрахунку наведено в таблиці 12.1.

Таблиця 12.1 – Вихідні дані для розрахунку

№	Пласт	m_1 , м	x_1 , м ³ /т	x_{01} , м ³ /т	l_1 , м	f_1 , м ²	l_B , м	H , м	β_1
0	1 пласт	1	18	8	500	500	2050	700	15
	2 пласт	0,5	25	8	2010	2010			
	3 пласт	1	28	8	2010	2010			
1	1 пласт	0,7	17	10	500	500	2000	750	17
	2 пласт	1	20	10	1500	1500			
	3 пласт	0,9	34	10	1500	1500			
2	1 пласт	1	16	7	430	430	1950	550	22
	2 пласт	0,6	22	7	1000	1000			
	3 пласт	1	28	7	1000	1000			
3	1 пласт	0,8	27	9	600	600	2100	630	16
	2 пласт	1	22	9	1400	1400			
	3 пласт	0,9	24	9	1400	1400			
4	1 пласт	1,1	18	8	630	630	1850	650	19
	2 пласт	0,7	24	8	1050	1050			
	3 пласт	1	26	8	1050	1050			
5	1 пласт	1,1	20	11	600	600	1800	1000	41
	2 пласт	1	24	11	1500	1500			
	3 пласт	1	28	11	1500	1500			
6	1 пласт	0,8	27	10	600	600	1000	590	17
	2 пласт	1,1	22	10	1000	1000			
	3 пласт	1	24	10	1000	1000			
7	1 пласт	0,7	26	7	750	750	1850	850	23
	2 пласт	0,9	21	7	1200	1200			
	3 пласт	0,8	23	7	1400	1400			
8	1 пласт	0,6	22	7	800	800	1400	860	15
	2 пласт	0,5	24	7	1500	1500			
	3 пласт	1	18	7	1400	1400			
9	1 пласт	1	28	8	700	700	1250	900	25
	2 пласт	0,7	15	8	1400	1400			
	3 пласт	1,1	18	8	1250	1250			
10	1 пласт	0,8	30	10	600	600	1930	850	40
	2 пласт	1,0	22	10	1500	1500			
	3 пласт	0,9	30	10	1930	1930			

11	1 пласт	0,9	28	9	2010	2010	2010	750	38
	2 пласт	1,1	24	9	700	700			
	3 пласт	0,9	26	9	700	700			
12	1 пласт	1,2	19	13	550	550	2100	850	20
	2 пласт	1	21	13	1900	1900			
	3 пласт	1,1	28	13	2100	2100			
13	1 пласт	1,3	17	8	800	800	1900	650	36
	2 пласт	1,1	24	8	1900	1900			
	3 пласт	1,3	27	8	2050	2050			
14	1 пласт	0,8	18	9	600	600	2150	900	14
	2 пласт	0,8	33	9	2150	2150			
	3 пласт	1,0	25	9	1450	1450			
15	1 пласт	1	19	12	1950	1950	1950	800	19
	2 пласт	1	32	12	700	700			
	3 пласт	1	19	12	2000	2000			
16	1 пласт	0,6	18	7	2050	2050	2050	600	21
	2 пласт	0,7	25	7	800	800			
	3 пласт	0,6	28	7	2100	2100			
17	1 пласт	1,1	27	11	680	680	1850	700	35
	2 пласт	1,1	35	11	1850	1850			
	3 пласт	1,1	20	11	1700	1700			
18	1 пласт	0,7	17	6	700	700	1980	550	37
	2 пласт	0,8	20	6	1700	1700			
	3 пласт	0,7	34	6	1980	1980			
19	1 пласт	0,9	18	9	1000	1000	2100	850	33
	2 пласт	0,6	31	9	900	900			
	3 пласт	1	18	9	2100	2100			
20	1 пласт	1,1	19	7	700	700	1800	950	24
	2 пласт	1,1	34	7	1800	1800			
	3 пласт	1,1	26	7	1800	1800			

Приклад розрахунку Варіант 0

1. Абсолютна температура на нижньому відпрацьованому горизонті:

$$T_H = \Gamma_t \cdot (H_\Gamma - h_{\text{СПТ}}) + T_{\text{CP}}, \text{ } ^\circ\text{C}$$

$$T_H = 0,07 \cdot (700 - 15) + 18 = 66^\circ\text{C} = 273,15 + 66 = 339,15 \text{ K}$$

2. Надлишковий тиск вільного метану відповідно при виході на поверхню та на нижньому відпрацьованому горизонті:

$$P_2 = \rho \cdot g \cdot R \cdot T_H + P_a, \text{ Па}$$

$$P_1 = \rho \cdot g \cdot R \cdot T_{\text{CP}} + P_a, \text{ Па}$$

$$P_2 = 0,7168 \cdot 9,81 \cdot 8,31 \cdot 339,15 + 105 = 19923 \text{ Па}$$

$$P_1 = 0,7168 \cdot 9,81 \cdot 8,31 \cdot 18 + 105 = 1156,82 \text{ Па}$$

3. Перепад тиску метану ΔP на шляху його фільтрації до денної поверхні:

$$\Delta P = P_2 - P_1, \text{ Па}$$

$$\Delta P = 19923 - 1156,82 = 18766,2 \text{ Па}$$

4. Шлях фільтрації метану від нижнього відпрацьованого горизонту, що перетинається ГДЗ, до денної поверхні в межах ГДЗ:

$$L = \frac{H_{\text{п}}}{\sin \beta}, \text{ м}$$

$$L = \frac{700}{\sin 15} = 2713,2 \text{ м}$$

5. Величина коефіцієнта газопроникності:

$$K_{\text{т}} = \frac{\alpha \cdot \Gamma_{\text{тп}} \cdot \delta^3}{12}, \text{ м}^2$$

$$K_{\text{т}} = \frac{0,5 \cdot 12 \cdot (10^{-3})^3}{12} = 5 \cdot 10^{-10} \text{ м}^2$$

6. Загальна кількість метану V (м^3), що виділяється з вуглепородного масиву за всіма відпрацьованими горизонтами, що перетинаються ГДЗ або провідним пластом, на 1 погонний метр виробленого простору:

$$V = \gamma_y \cdot f_i \cdot \sum_{i=1}^n m_i \cdot (x_i - x_{oi}), \text{ м}^3$$

$$V = 1,1 \cdot ((500 \cdot 1 \cdot (18 - 8)) + (2010 \cdot 0,5 \cdot (25 - 8)) + (2010 \cdot 1 \cdot (28 - 8))) = 68513,5 \text{ м}^3$$

7. Площа 1 погонного метра денної поверхні в межах ГДЗ або провідного пласта, де виходить метан, S (м^2) дорівнює:

$$S = l_{\text{в}} \cdot 1 = 2050 \cdot 1 = 2050 \text{ м}^2$$

8. Об'єм газу метану, який фільтрується через тріщинуватий породний масив у межах ГДЗ за одиницю часу Q (м^3):

$$Q = \frac{\Delta P \cdot S \cdot t}{L \cdot \eta} \cdot K_{\text{т}}, \text{ м}^3$$

$$Q = \frac{18766,2 \cdot 2050 \cdot 60}{2713,2 \cdot 1138 \cdot 10^{-8}} \cdot 5 \cdot 10^{-10} = 38,47 \text{ м}^3$$

9. Приблизний час, протягом якого весь даний обсяг метану виділиться на поверхню $T_{\text{вид}}$ (років);

$$T_{\text{вид}} = \frac{V}{365 \cdot Q}, \text{ років}$$

$$T_{\text{вид}} = \frac{68513,5}{365 \cdot 38,47} = 4,88 \text{ років}$$

Висновок. Загальна кількість метану, що виділиться з вуглепородного масиву на денну поверхню, становить $V = 68513,5 \text{ м}^3$. Період часу, протягом якого весь обсяг метану мігрує на денну поверхню гірського відведення шахти, становить: $T_{\text{вид}} = 4,88$ років.

Література [5, 7, 8].

СПИСОК РЕКОМЕНДОВАНОЇ ЛІТЕРАТУРИ

1. Zhykaliak, M. Coal energy systems of the future – innovative way of Ukraine's energy development. International Conference Essays of Mining Science and Practice / M. Zhykaliak, V. Lukinov [Електронний ресурс]. - Vol.119. 2019. – Режим доступу: <https://doi.org/10.1051/e3sconf/201910900126>.
2. Вагонова, О.Г. Управління ресурсним потенціалом вугільних шахт: монографія / О.Г. Вагонова, Ю.С. Папіж. – Дніпро: Національний гірничий університет, 2013. – 178 с.
3. Екологічні аспекти розвитку гідроенергетики в Україні / П.Ф. Васько, А.В. Мороз, А.О. Бриль, М.Р. Ібрагімова // *Відновлювана енергетика*, 2018. - №2. - С. 57-69.
4. Азаров, С.І. Аналіз факторів техногенного впливу АЕС на довкілля / С.І. Азаров, В.Л. Сидоренко, О.С. Задунай // *Екологічні науки*, 2018. - №1 (20). - С. 57-65.
5. Коровяка, Є.А. Оцінка газонасності метановугільних родовищ / Методи і технічні засоби прогнозу газонасності: конспект лекцій для бакалаврів спеціальності 185 «Нафтогазова інженерія та технології» / Є.А. Коровяка. – Дніпро: НГУ, 2018. – 82 с.
6. Іванов, Є. Ландшафти гірничопромислових територій: монографія. — Львів: Видавничий центр ЛНУ імені Івана Франка, 2007. — 334 с.
7. Кочешкова, І.М. Форум гірників, 2013: Аналіз досвіду закриття шахт в Україні / І.М. Кочешкова, Д.Д. Чейлях, Д.Ю. Череватський,. [Електронний ресурс]. - Режим доступу: <https://ir.nmu.org.ua/bitstream/handle/123456789/149924/27-32.pdf?sequence=1>
8. Досвід трансформації шахтарських регіонів: рекомендації для України. [Електронний ресурс]. - Режим доступу: <https://ecoaction.org.ua/wp-content/uploads/2019/06/transformation-experiences-ua-full.pdf>
9. Нікітченко, О. Ю. Конспект лекцій з дисципліни «Промислова екологія» (для студ. 3 курсу денної форми навчання за напрямом підготовки 6.170202 “Охорона праці”) / О. Ю. Нікітченко. – Х.: ХНАМГ, 2013. – 164 с.
10. Мащенко, В.А. Енергетичні закономірності геомеханічних процесів в масиві гірських порід при динамічних явищах техногенного характеру / В.А. Мащенко // Вісник національного університету водного господарства та природокористування, 2013. - № 1(61). – С. 12-19.
11. Estimation of effectiveness of development of heat potential of flooded mine field / I.O. Sadovenko, O.V. Inkin, N.I. Dereviahina, V.O. Sotskov // Traditions and innovations of resource-saving technologies in mineral mining and processing / Multi-authored monograph. – Petrosani. - Romania: Universitas Publishing, 2019. – P. 383 – 403.