

ТЕХНОЛОГІЯ КРІПЛЕННЯ БУРОВИХ ВИРОБОК У ЗОНАХ ВПЛИВУ ОЧИСНИХ КАМЕР

Раскрыты актуальность и проблематика существующей технологии крепления нарезных выработок в условиях ЗАО «Запорожский железорудный комбинат». Представлены результаты теоретических, лабораторных и натурных исследований напряженно-деформированного состояния массива горных пород вокруг очистных камер и буровых ортов. Предложена новая методика расчета параметров комбинированного крепления нарезных выработок, которая учитывает влияние очистного пространства.

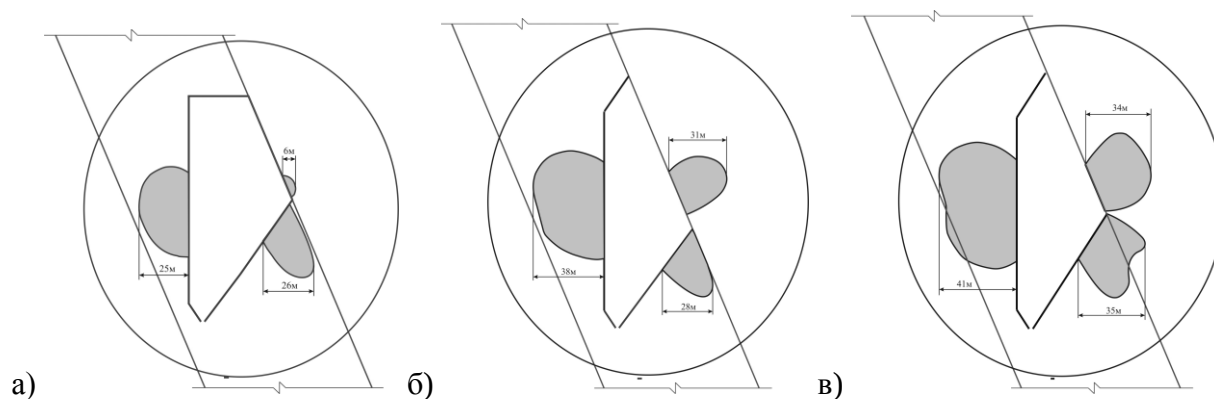
TECHNOLOGY OF SUPPOTING OF DRILLING MINE WORKING IN THE AFFECTED ZONES OF CHAMBERS

The urgency and problematics of existing technology of supporting of face heading in the conditions of CJС «Zaporizkij ore mining enterprise» are opened. Results of theoretical, laboratory and natural researches of the is stress and strain condition of a file of rocks round clearing chambers and drilling orts are presented. The new design procedure of parametres of the combined of supporting of face heading which considers influence of stoping is offered.

Багаті залізні руди на шахтах України видобуваються переважно камерними системами розробки. За допомогою цих систем у ВАТ «Криворізький залізорудний комбінат» видобувають понад 70%, а в ЗАТ «Запорізький залізорудний комбінат» (ЗАТ «ЗЗРК») 100% багатих залізних руд. Підвищення темпів експлуатації родовищ найбільш актуальним є для ЗАТ «ЗЗРК», де видобування руди пов'язано з процесом закладання очисних камер. Збільшення обсягів видобутку та зниження темпів розкриття й підготовки нових горизонтів призводить до порушення раціонального співвідношення між очисними й гірничо-капітальними роботами. З метою вирішення виниклої проблеми в 2001 році Державним підприємством «Науково-дослідний гірничорудний інститут» (м. Кривий Ріг) для ЗАТ «ЗЗРК» був розроблений і впроваджений новий варіант поверхнево-камерної системи розробки із закладкою, що твердіє. Його конструктивною особливістю є наявність у первинних камер високого похилого днища, що примикає до висячого боку покладу. Нарізні виробки, що проводять у масиві руди похилого днища та вторинної камери, є концентраторами напружень. Це проявляється у вигляді вивалів, відшарування й обвалення руди в бурових ортах очисних блоків на шахті «Експлуатаційна» ЗАТ «ЗЗРК». Відсутність достатнього наукового обґрунтування способів і параметрів кріплення нарізних виробок, що знаходяться в зонах розвантаження очисних камер, сприяє зниженню безпеки гірничих робіт, перевитраті кріпильних матеріалів і, як наслідок, підвищенню собівартості видобутку руди.

Для виконання аналітичного дослідження напружено-деформованого стану масиву гірських порід навколо очисних камер була удосконалена методика, яка запропонована авторами у роботі [1], та розроблена розрахункова схе-

ма дослідження напружено-деформованого стану масиву в зонах розвантаження первинними очисними камерами. Теоретичні дослідження поведінки масиву навколо очисних камер [2] дозволили зробити висновок, що руйнівні деформації діють у місцях, де реальні напруження, що виникають у масивах зон розвантаження, перевищують гранично допустимі на розтяг або зсув. Для виконання досліджень областей впливу глибини закладання, аналізу були піддані первинні очисні камери, що мають однакові гірничо-геологічні умови розробки. Зміна величин руйнівних деформацій U_k у межах зон розвантаження зі збільшенням глибини розробки, зображена на рис. 1, а-в.



а – 740 м; б – 840 м; в – 940 м

Рис. 1 – Области руйнівних деформацій U_k у масиві зон розвантаження первинними очисними камерами при різній глибині їх закладання H_k

Аналітичні залежності визначені для руйнівних деформацій навколо первинних очисних камер з метою їх використання в розрахунках. Для масиву гірських порід, що оточують первинні очисні камери, емпіричні залежності мають вигляд:

– величини руйнівних деформацій у руді лежачого боку

$$U_k = 0,0215\gamma H_k - 36,4, \text{ МПа, при } R = 91,5\%,$$

де γ – об'ємна маса порід, т/м³; H_k – глибина закладання очисних камер, м;

– величина руйнівних деформацій у масиві руди похилого днища первинної очисної камери

$$U_k = 0,009\gamma H_k + 4,6, \text{ МПа, при } R = 94,2\%;$$

– величина руйнівних деформацій у породах висячого боку

$$U_k = 0,54\gamma H_k - 93,73, \text{ МПа, при } R = 92,8\%.$$

З початку проведення очисних робіт у масиві гірських порід, що оточує очисні камери, розвиваються руйнівні деформації, що поширюються як у бік

лежачого, так й у бік висячого боків. До області руйнівних деформацій попадають підповерхові бурові виробки горизонтів 665, 690 й 715 м. Аналітичні дослідження руйнівних деформацій у підповерхових бурових ортах дозволили встановити наступні залежності:

– для масиву руди в покрівлі нарізних виробок горизонту 665 м, зі сторони лежачого боку, залежність має вигляд:

$$U = -0,0003 \cdot L^2 - 0,0231 \cdot L + 1,6838, \text{ м, при } R = 99,5\%,$$

де L – відстань від очисної камери у бік порід лежачого боку, м;

– для масиву руди в покрівлі бурових виробок горизонту 690 м, з висячого боку, залежність має вигляд:

$$U = -0,0011 \cdot L^3 + 0,0237 \cdot L^2 - 0,1377 \cdot L + 1,8759, \text{ м, при } R = 91,6\%.$$

– для масиву руди в покрівлі бурових виробок горизонту 715 м, з висячого боку, залежність має вигляд:

$$U = -0,00005 \cdot L^3 + 0,002 \cdot L^2 - 0,016 \cdot L + 1,6141, \text{ м, при } R = 91,3\%.$$

Подальші дослідження дали можливість виявити залежність, що визначає області руйнівних деформацій з урахуванням відстані від очисних камер та від піддоши виробок відкаточних горизонтів до піддоши підповерхів, має вигляд:

$$U = -\left(\frac{h_0}{234}\right)^{4,5} L^3 + \left(\frac{h_0}{145,7}\right)^{3,6} L^2 - \left(\frac{h_0}{93,1}\right)^{3,1} L + 0,8h_0^{0,22}, \text{ м, при } R = 87,7\%, \quad (1)$$

де h_0 – відстань від піддоши відкаточного горизонту до піддоши підповерху, м.

Залежність, що визначає розміри областей руйнівних деформацій у покрівлі бурових ортів з урахуванням відстані від очисних камер і глибин закладання виробок, має вигляд:

$$U = -\left(\frac{H}{72,9}\right)^{-3,77} L^3 + 31,9H^{-1,3} L^2 - 0,7H^{-0,37} L + 0,148H^{0,38}, \text{ м, при } R = 84,7\%, \quad (2)$$

де H – глибина закладання підповерхових виробок, м.

Залежність, що визначає розміри областей руйнівних деформацій з урахуванням відстані від очисних камер у бік порід лежачого боку та глибин закладання підповерхових виробок, має вигляд:

$$U = -2 \cdot 10^{-9} H^{1,8621} L^2 - 394,73 e^{-0,0151 H} L + 0,0453 H^{0,5572}, \text{ м, при } R = 93\%.$$

Залежності багатократної апроксимації передбачають деяку похибку, тому результати розрахунків мають відхилення в кінцевих результатах згідно вірогідності апроксимації R . Цей факт зумовлює необхідність перевірки отриманих теоретичних досліджень за допомогою фізичного моделювання та натурних експериментів. Методика фізичного моделювання містила добір і приготування еквівалентних матеріалів, формування та навантаження моделей, проведення експериментів. Отримані результати деформування матеріалу моделі при дослідженні глибин закладення камер дозволили встановити залежності руйнівних деформацій U_k від глибини закладення очисних камер H_k , які мають вигляд:

– у бік лежачого боку

$$U_k = 0,03 H_k - 0,533, \text{ мм, при } R = 96\%;$$

– в похилому днищі камер

$$U_k = 0,02 H_k + 2,867, \text{ мм, при } R = 92,3\%;$$

– у бік висячого боку

$$U_k = 0,03 H_k - 8,533, \text{ мм, при } R = 96,4\%.$$

Розбіжність результатів фізичного моделювання й аналітичних досліджень зміни величин деформацій масиву із глибиною не перевищила 7%.

Методика натурних досліджень містила вивчення технічних характеристик і принципу роботи сучасних лазерних приладів, таких як, електронна рулетка та електронний тахометр серії GPT-3000, порядок проведення вимірів в умовах відпрацювання очисних камер та параметри деформування кріплення у підповерхових бурових ортах горизонтів 665, 690 та 715 м поблизу відпрацьованих первинних очисних камер. Натурні дослідження дозволили отримати емпіричні рівняння залежностей величин деформації масиву U_k від глибин закладення очисних камер H_k , що мають вигляд:

– у породах висячого боку

$$U_k = 0,07 H_k - 45, \text{ мм, при } R = 99\%;$$

– у руді лежачого боці

$$U_k = 0,0175 H_k - 11,033, \text{ мм, при } R = 99,3\%;$$

– у похилому днищі камер

$$U_k = 0,0125 H_k - 4,83, \text{ мм, при } R = 98,7\%.$$

Промислові виміри величин деформацій масиву руди та кріплення дозволили встановити залежності величин областей руйнівних деформацій у покрівлі бурових виробок на відстані від первинних очисних камер у бік порід лежачого та висячого боків, які мають вигляд:

– горизонту 665 м зі сторони лежачого боку

$$U = -0,0001 \cdot L^2 - 0,0036 \cdot L + 1,4786, \text{ м, при } R = 97,8\%;$$

– горизонту 690 м зі сторони висячого боку

$U = -0,0005 \cdot L^3 + 0,0087 \cdot L^2 - 0,0476 \cdot L + 1,7057$, м, при $R = 99,7\%$;
– горизонту 715 м зі сторони висячого боку

$$U = -0,00007 \cdot L^3 + 0,0028 \cdot L^2 - 0,0227 \cdot L + 1,4616, \text{ м, при } R = 99\%.$$

Розбіжність результатів промислових вимірів від фізичного моделювання та теоретичних досліджень зміни величин деформацій масиву із глибиною розробки не перевищила 8%.

Отримані результати дослідження напружено-деформованого стану масиву порід навколо первинних очисних камер і бурових виробок дало змогу створити методику і послідовність визначення параметрів комбінованого кріплення бурових виробок із урахуванням впливу очисних камер.

1. Визначається величина руйнівних деформацій у покрівлі виробки від первинної камери у бік порід висячого боку

$$U = \frac{k_2 L^2 - k_1 L^3 - k_3 L + 0,8 h_d^{0,22} + 0,148 H^{0,38}}{2}, \text{ м,}$$

де h_d – відстань від підосви відкаточного горизонту до підосви підповерхової виробки, м; H – глибина закладання підповерхової виробки, м; L – відстань від очисної камери, м;

$$k_1 = \left(\frac{h_d}{234} \right)^{4,5} + \left(\frac{H}{72,9} \right)^{-3,77}; \quad k_2 = \left(\frac{h_d}{145,7} \right)^{3,6} + 31,9 H^{-1,3}; \quad k_3 = \left(\frac{h_d}{93,1} \right)^{3,1} + 0,7 H^{-0,37}.$$

2. Визначається довжина анкера

$$l_a = U + l_z + l_n, \text{ м,} \quad (3)$$

де l_z – величина заглиблення анкера в стійку зону масиву, що дорівнює 0,3...0,5 м; l_n – довжина виступаючої зі шпuru частини анкера, яка залежить від його конструкції та товщини опорно-підтримувальних елементів, що дорівнює 0,05...0,2 м;

3. Визначається щільність розміщення анкерів

$$n_a = \frac{P_e \cdot U \cdot \gamma \cdot k_n}{P_a}, \text{ шт.,} \quad (4)$$

де γ – об'ємна вага руди або гірських порід у межах зони можливого обвалення, кН/м³; k_n – коефіцієнт перевантаження, що дорівнює 1,2; P_a – несуча здатність анкера, кН; P_e – активний периметр виробки з коробчастим склепінням, м:

$$P_e = 3,18 + 1,33 B_{np}, \text{ м,} \quad (5)$$

де B_{np} – ширина підповерхової виробки в проходці, м.

4. Визначається відстань між анкерами

$$a_a = \sqrt{\frac{P_a}{U \cdot \gamma \cdot k_n}}, \text{ м.} \quad (6)$$

5. Визначається необхідна довжина анкера:

$$l_y = l_a \cdot \sin \alpha, \text{ м,} \quad (7)$$

де α – кут падіння покладу, град.

Величина руйнівних деформацій у покрівлі виробок від сполучень первинних камер у бік порід лежачого боку визначається за формулою:

$$U = -L(2 \cdot 10^{-9} H^{1,8621} L + 394,73e^{-0,0151 H}) + 0,0453 H^{0,5572}, \text{ м,}$$

де L – відстань від камери у бік порід лежачого боку, м; H – глибина закладання виробок, м.

Інші параметри анкерного кріплення виробки визначаються за формулами (3)-(7). Параметри встановлення сітки типу «Рабиця» чи інших підтримувальних засобів реалізуються відповідно до розмірів і форм областей руйнівних деформацій та ступеня тріщинуватості масиву. Після встановлення основних параметрів розробляють паспорт кріплення бурової виробки у зоні впливу очисних камер згідно розрахункової схеми, вказаної на рис. 2.

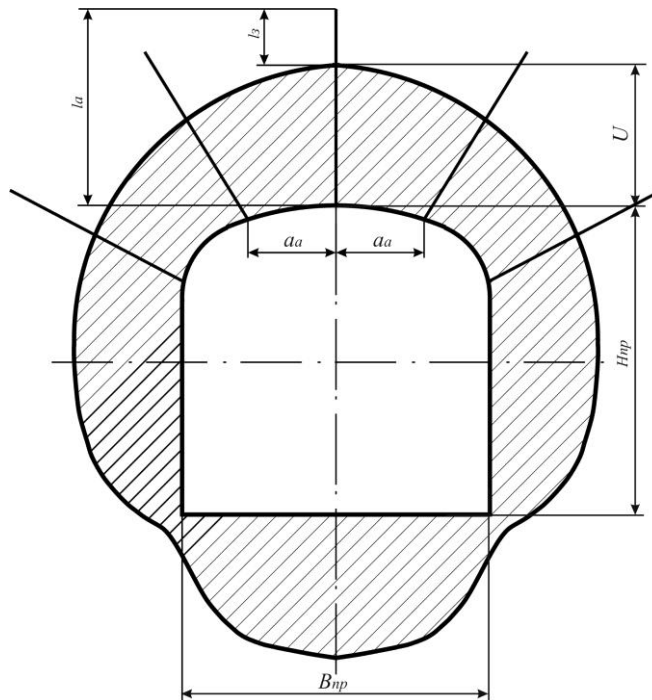


Рис. 2 – Розрахункова схема до розробки паспорта кріплення

Впровадження раціональних параметрів кріплення нарізних виробок із урахуванням впливу очисних камер в умовах шахт ЗАТ «ЗЗРК» призведе до зниження собівартості кріплення бурових виробок до 35%.

СПИСОК ЛІТЕРАТУРИ

1. Лавриненко В.Ф., Лысак В.И. Физические процессы в массиве пород при нарушении равновесия // Изв. ВУЗов. Горн. журн. – 1993. – № 1. – С. 1-6.
2. Хоменко О.Є., Кононенко М.М. До обґрунтування технології кріплення нарізних виробок в умовах ЗАТ „Запорізький ЗРК” // Науковий вісник НГУ. – 2003. – № 7. – С. 15-17.

Рекомендовано до публікації д.т.н. В.І. Бондаренком 19.08.09

УДК 622.831.325

М.Г. Корнилов, к.т.н.
(ИГТМ НАН Украины)

МОДЕЛИРОВАНИЕ ДИФФУЗИИ В СТРУКТУРЕ УГЛЯ

Приведено алгоритм, який за допомогою методів молекулярної динаміки та механіки дозволяє здійснити моделювання фольмерівської дифузії метану у вугільному пласті, використання якого буде корисним під час визначення диференціальних газокінетичних параметрів вугілля.

MODELING THE DIFFUSION IN COAL STRUCTURE

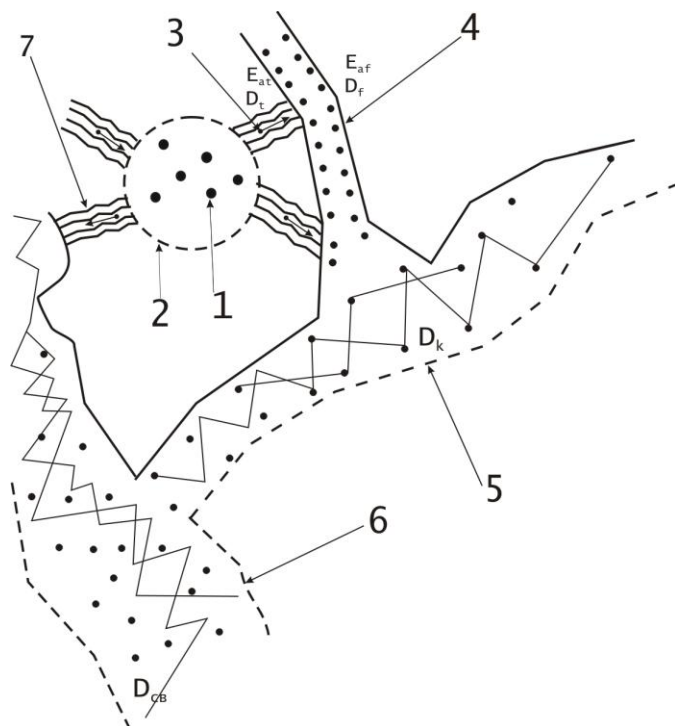
The algorithm, which makes it possible to model the Volmer diffusion in coal seam using the molecular mechanics and dynamics method, the use of which will profit during definition of differential gas-kinetic parameters of coal, is presented.

При разработке различных способов управления газодинамическим состоянием углепородного массива важным этапом является оценка диффузионного процесса при нарушении равновесия массива вследствие ведения горных работ. При этом в расчетах параметров диффузии десорбирующегося газа, как правило, пользуются эффективным значением коэффициента диффузии. Подобное осреднение существенно упрощает расчеты, но при этом теряется информация о конфигурации сорбционного пространства угля, а также некоторые особенности, связанные с физическими процессами, лежащими в основе того или иного типа диффузии. Рассмотрим их кратко.

Выделяют, как известно, четыре типа диффузии. Первый [1], называемый свободной диффузией, имеет место при размере угольной поры, превышающем длину свободного пробега молекулы газа. Коэффициент диффузии при данном типе диффузии изменяется в пределах $10^{-8} - 10^{-4}$ см²/с. Второй тип диффузии – кнудсеновская диффузия [1], имеет место при диаметре поры, меньшей длины свободного пробега молекулы. Коэффициент кнудсеновской диффузии изменяется в пределах $10^{-2} - 10^{-4}$ см²/с. Фольмеровская диффузия [1] протекает при ширине поры, значительно меньшей длины свободного пробега молекулы. Следует отметить, что в данных порах значительная часть молекул находится в адсорбированном состоянии, поэтому в диффузионном

процессе участвует только та часть молекул, энергия которых достаточна для преодоления энергии диффузии, поэтому коэффициент диффузии при этом типе массопереноса снижается с повышением температуры [1].

На основе описанных выше типов диффузии модель выхода метана из угольного вещества будет выглядеть следующим образом (рис. 1).



1 – молекула метана; 2 – закрытая микропора угля; 3 – область, где реализуется диффузия метана в твердом скелете угля; 4 – пора или микротрещина, в которой реализуется фольмеровская диффузия; 5 – макропора или трещина, в которой реализуется кнудсеновская диффузия; 6 – макротрещина, в которой реализуется свободная диффузия; 7 – область непосредственного перехода метана из твердотельной диффузии в свободную

Рис. 1 – Схематическое представление выхода метана из угольного вещества с учетом иерархичности его структуры

Согласно построенной модели, метан, первоначально содержащийся в растворенном виде в твердом скелете угля, в сорбированном – в закрытых микропорах и открытых фольмеровских порах, при нарушении сорбционного равновесия угольного пласта начинает диффундировать в сторону уменьшения концентрации. При этом находящийся в закрытых микропорах и в твердом скелете угля метан (поз. 2 и 3 на рис. 1), путем диффузии через его твердый скелет диффундирует в фольмеровские поры (поз. 4 на рис. 1). Далее метан диффундирует в фольмеровских порах до выхода в поры и трещины, где реализуется кнудсеновская диффузия (поз. 5 на рис. 1), и диффундирует по ним до выхода в поры и трещины, где движется по механизму свободной диффузии (поз. 6 на рис. 1). При рассмотрении данной модели следует учитывать, что в некоторых случаях может осуществляться непосредственный переход метана, например, из твердого скелета угля в трещины со свободной

диффузией (поз. 7 на рис. 1).

Параметры диффузии метана в твердом скелете угля установлены в работе [2].

Дальнейшим шагом является определение параметров диффузии метана в фольмеровских порах, размер которых составляет порядка 10 – 100 Å [1]. Определение параметров диффузии метана в таких порах возможно только с помощью метода молекулярной динамики, основанном на решении уравнений Ньютона для атомов, входящих в исследуемую молекулярную систему [2]:

$$F_i = m_i a_i = -\frac{d}{dr_i} U(r_i), \quad (1)$$

где m_i – масса i -того атома; a_i – ускорение i -того атома; r_i – положение i -того атома; F_i – сила действующая на атом, задаваемая потенциалом взаимодействия $U(r_i)$, определяемым уравнением [2]:

$$f = U(r - r_{0i}, K_r, \theta - \theta_{0i}, K_\theta, SC, SF, V_i, n, r^*_{ij}, \varepsilon_i, q_i) \quad (2)$$

где r и r_0 – соответственно длина валентной связи и ее равновесное значение; K_r – силовая константа валентного взаимодействия; θ и θ_0 – валентный угол связи и равновесное его значение; K_θ – силовая константа для деформационного взаимодействия; SC и SF – параметры, учитывающие ангармонизм колебаний соответственно валентных и деформационных колебаний; V_n – потенциалы, определяющие высоты барьеров конформационных переходов, обусловленные только торсионными взаимодействиями; n – кратность торсионных барьеров; r_{ij} – расстояние между атомами; ε_i и r^*_{ij} – параметры дисперсионного взаимодействия; q_i – заряд i -той частицы.

Для интегрирования уравнений (1), воспользуемся алгоритмом «чехарда», который предусматривает, что скорости рассчитываются в средней точке между определениями координат и наоборот [2]:

$$\mathbf{v}(t+dt/2) = \mathbf{v}(t-dt/2) + \mathbf{a}(t) dt; \quad (3)$$

$$\mathbf{r}(t+dt) = \mathbf{r}(t) + \mathbf{v}(t+dt/2) dt. \quad (4)$$

Применение обозначения dt в этих уравнениях связано с тем, что численное решение дифференциального уравнения (1) предполагает, что при расчете используется бесконечно малое приращение. Один цикл интегрирования в этом алгоритме включает три шага: на первом рассчитывается $\mathbf{a}(t)dt$, основанный на $\mathbf{r}(t)$; второй шаг включает расчет $\mathbf{v}(t+dt/2)$; на третьем рассчитывается $\mathbf{r}(t+dt)$. Скорость в момент времени t затем рассчитывается как среднее арифметическое:

$$\mathbf{v}(t) = (\mathbf{v}(t+dt/2) + \mathbf{v}(t-dt/2))/2. \quad (5)$$

При моделировании будем применять так называемое уравнение термостата для поддержания температуры молекулярной системы в заданном значении. Дело в том, что при интегрировании уравнений Ньютона численным методом всегда имеет место некоторая ошибка из-за разложения уравнения Ньютона (1) в ряд Тейлора. Накопление этой ошибки приводит к потерям энергии, и, таким образом, получается, будто молекулярная система «теряет» энергию. Еще одной причиной, почему применяется уравнение термостата, является нередко используемая в расчетах переключающая функция. Эта функция также вносит некоторые ошибки в расчет энергии. Уравнение термостата имеет вид [2]:

$$\lambda = \left[1 + \frac{dt}{\tau} \left(\frac{T_0}{T_t} - 1 \right) \right]^{1/2}, \quad (6)$$

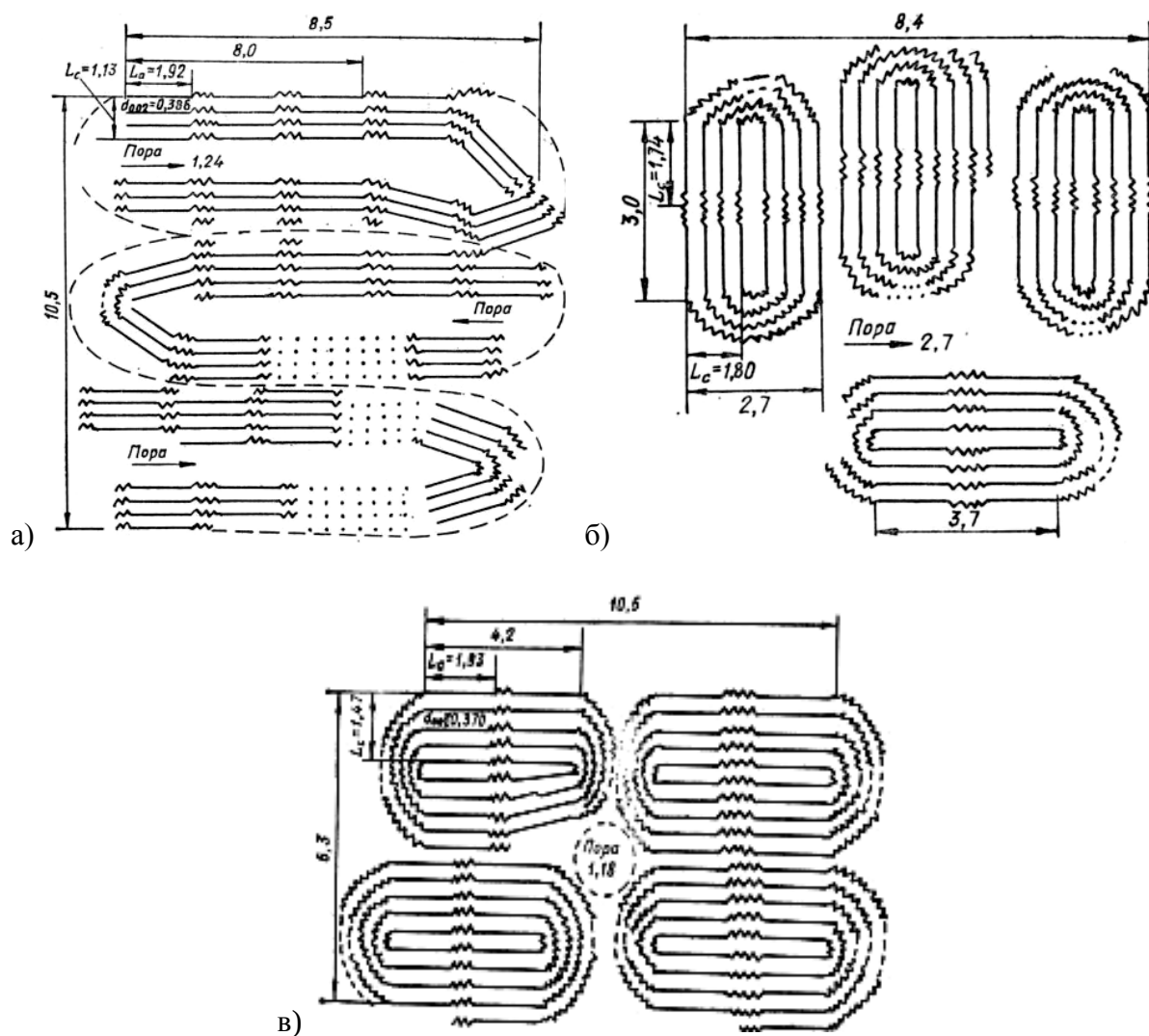
где τ – время релаксации температуры; T_0 – заданное значение температуры; T_t – значение температуры в данный момент времени.

Для поставленных в работе задач время релаксации температуры τ примем равным наиболее оптимальному значению 0,1.

С учетом выбранного метода необходимо построить молекулярную модель поверхности поры угольного вещества разных степеней его метаморфизма. Полученные на основе малоугловой рентгеноסקопии представления о пористой структуре угля описаны в работе [2] (рис. 2), а основные принципы построения молекулярных моделей угля были определены предыдущих работах [2, 3]. При этом, исходя из характера потенциала Леннард-Джонса, согласно которому энергия притяжения между атомами молекул убывает пропорционально шестой степени расстояния между ними, стенку поры достаточно принять однослойной. Действительно, как было установлено [2], равновесное расстояние между молекулой метана и стенкой поры составляет 3,4 Å, в то же время, примерно такое же расстояние – 3,5–3,8 Å, составляет межслоевое расстояние. Таким образом, влияние второго слоя будет в $2^6=64$ раза меньше, чем первого.

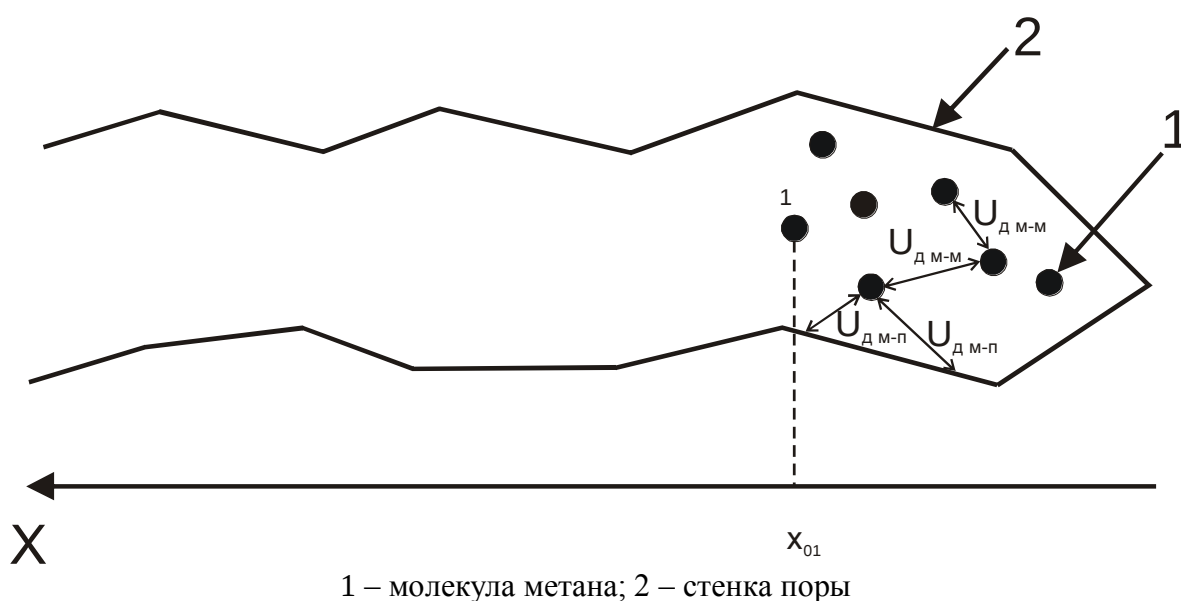
Построение модели производилось по разработанной в работах [2, 3] методике. В качестве силового поля было принято силовое поле MM+. Были построены модели поры угля с содержанием углерода 87,7% размерами 80×40×12 Å, 80×40×10 Å, 80×40×9 Å (см. рис. 2), содержащие примерно по 7500 атомов. Внутри модели поры помещалось 300 молекул метана.

Таким образом, алгоритм определения коэффициента диффузии метана в угле имеет следующий вид. Задаются координаты всех атомов построенной модели поры угольного вещества определенной степени метаморфизма, а также находящихся внутри молекул метана (рис. 3).



а – 88,1%; б – 89,2%; в – 91,8% [4]

Рис. 2 – Надмолекулярная организация углей с содержанием углерода:



1 – молекула метана; 2 – стенка поры

Рис. 3 – Расчетная модель молекул метана в микропоре в начальный момент времени

В начальный момент времени молекулы метана находятся в равновесии, что достигается оптимизацией положения молекул методом сопряженных градиентов [2]. С началом моделирования задаются начальные скорости молекул метана исходя из распределения Максвелла.

Следующим шагом является определение смещений молекул метана в зависимости от времени. Делается это поэтапно на основе метода молекулярной динамики следующим образом (рис. 4). На первом этапе, в момент времени $t=0$ определяется энергия системы пора – молекула по формуле (2). На втором по формуле (1) вычисляется сила, действующая на каждую молекулу метана со стороны атомов стенки поры. На третьем этапе для определения компонент вектора скоростей и координат молекулы интегрируются полученные уравнения Ньютона в соответствии с алгоритмом «чехарда» по формулам (3) – (5). На четвертом скорость молекулы умножается на величину λ в соответствии с формулой (6) для поддержания температуры в указанном постоянном значении. Пятым этапом является запись в файл в виде электронной таблицы полученных на третьем шаге алгоритма координат молекул метана x , y и z . На шестом времени t дается приращение dt , и осуществляется переход к первому этапу, пока не будет достигнута необходимая продолжительность моделирования T .

По полученным данным электронной таблицы коэффициент диффузии можно получить следующим образом [5] (рис. 5):

$$D_x = \frac{\frac{1}{N} \sum_{i=1}^N (x_{0i} - x_i)^2}{2t}; D_y = \frac{\frac{1}{N} \sum_{i=1}^N (y_{0i} - y_i)^2}{2t}; D_z = \frac{\frac{1}{N} \sum_{i=1}^N (z_{0i} - z_i)^2}{2t}, \quad (7)$$

где x_{0i} , y_{0i} , z_{0i} – координаты начального положения i -той молекулы метана; x_i , y_i , z_i – координаты i -той молекулы в момент времени t ; N – количество молекул метана в исследуемой системе.

Средний коэффициент диффузии молекул метана можно определить как среднее арифметическое коэффициентов D_x , D_y , D_z :

$$D = \frac{1}{3}(D_x + D_y + D_z). \quad (8)$$

Таким образом, приведенный алгоритм моделирования фольмеровской диффузии позволяет определить коэффициенты диффузии для данного типа диффузии как составной части построенной модели.

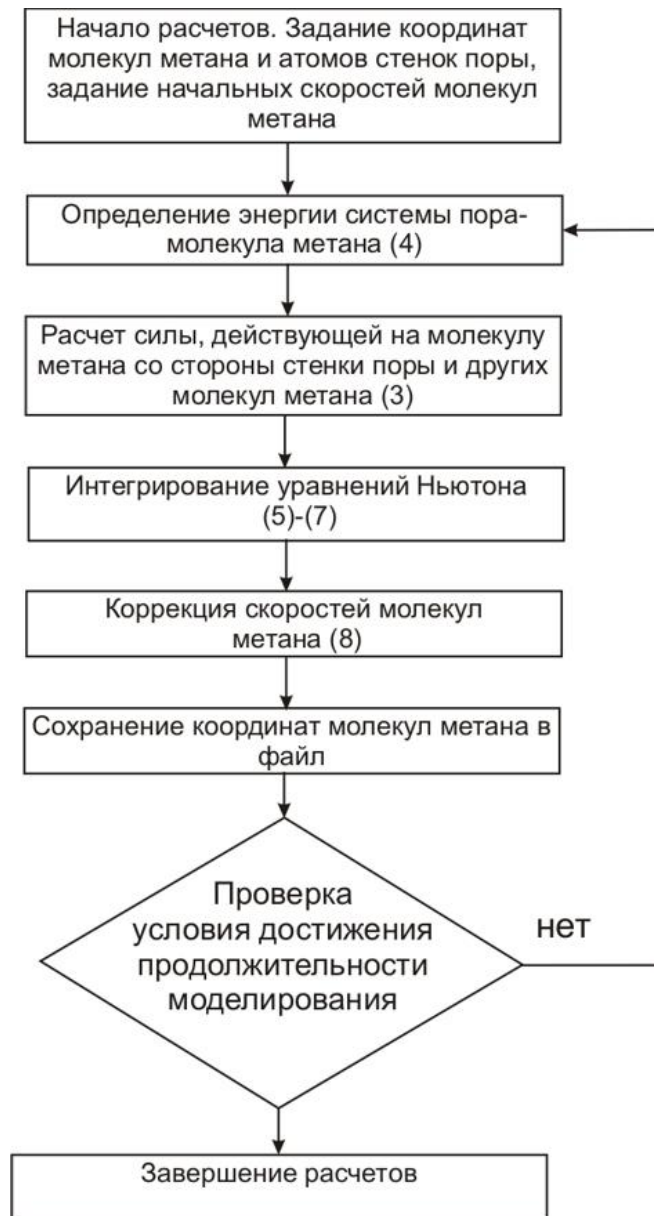


Рис. 4 – Алгоритм моделирования фольмеровской диффузии в порах угля

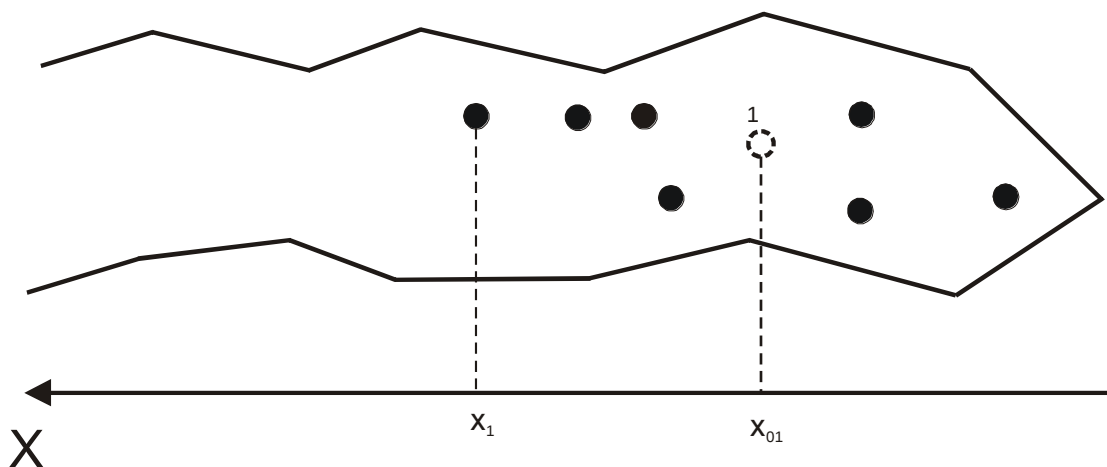


Рис. 5 – К определению коэффициента диффузии метана в микропорах угля

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Малышев, Ю. Н. Фундаментально-прикладные методы решения проблемы метана угольных пластов / Малышев Ю. Н, Трубецкой К. Н., Айруни А. Т. – М.:Изд-во Академии горных наук, 2000. – 519 с.
2. Минеев, С. П. Активация десорбции метана в угольных пластах / Минеев С. П., Прусова А. А., Корнилов М. Г. – Днепропетровск: Вебер, 2007. – 252 с.
3. Корнилов, М. Г. Молекулярно-механическая модель структуры угольного вещества/ М. Г. Корнилов//Геотехническая механика: межвед. сб. научных трудов. –Днепропетровск.– 2006.– Вып. 62. – С. 42–49.
4. Саранчук, В. И. Надмолекулярная организация, структура и свойства угля /В. И. Саранчук, А. Т. Айруни, К. Е. Ковалев .– К.: Наукова Думка, 1988. – 190 с.
5. Старостенков, М. Д. Исследование атомной структуры симметричных границ зерен в чистом Ni / М. Д. Старостенков, Р. Ю. Ракитин, Е. Г. Харина //Материалы V Международной научно-технической школы-конференции. – М.: МИРЭА, 2008. – С. 138– 141.

Рекомендовано до публікації д.т.н. С.П. Мінєєвим 18.08.09