

УДК 622.33.013.3

**ОЦЕНКА ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ ОЧИСТНОГО КОМБАЙНА
ПРИ ИЗМЕНЯЮЩИХСЯ ГОРНО-ТЕХНИЧЕСКИХ И ГЕОМЕХАНИЧЕСКИХ
ХАРАКТЕРИСТИКАХ УГОЛЬНОГО ПЛАСТА**

А. А. Ордин^{1,2}, В. В. Околнишников¹, С. В. Рудометов¹, А. А. Метельков³

¹*Институт вычислительных технологий СО РАН, E-mail: okoln@mail.ru,
просп. Академика Лаврентьева, 6, 630090, г. Новосибирск, Россия*

²*Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН,
E-mail: ordin@misd.ru, Красный проспект, 54, 630091, г. Новосибирск, Россия*

³*ЗАО "Гипроуголь", ул. Трикотажная, 41а, 630015, г. Новосибирск, Россия*

С помощью метода обратных взвешенных расстояний (IDW) разработана модель угольного пласта с распределенной горно-геологической и геомеханической характеристикой. Установлены гиперболические зависимости скорости подачи и производительности очистного комбайна от мощности пласта. Приводится оценка влияния коэффициента отжима на производительность очистного комбайна. С использованием специализированной библиотеки MTSS разработана комплексная имитационная модель технологических процессов подземной добычи угля в очистном забое. Установлено существование максимума производительности очистного комбайна при возрастающей зависимости сопротивляемости пласта резанию от длины лавы.

Шахта, угольный пласт, мощность, сопротивляемость пород резанию, очистной комбайн, скорость подачи, производительность, система имитационного моделирования

DOI: 10.15372/FTPRPI20190108

В настоящее время для многих угольных шахт существуют проблемы повышения производительности труда, улучшения планирования, рационального использования современных горных машин и перспективных технологий добычи угля. Для их решения наиболее подходящий способ — имитационное моделирование, позволяющее в динамической постановке решать технологические задачи. На важность этих проблем указывает множество публикаций по использованию имитационного моделирования при проектировании, разработке и оптимизации параметров угольных шахт [1 – 12].

В Институте вычислительных технологий СО РАН разработана система имитационного моделирования MTSS [13, 14]. Это визуально-интерактивная, процессно-ориентированная система дискретного имитационного моделирования, предназначенная для разработки и исполнения моделей технологических процессов в сложных технических системах. Ее отличительная черта — ориентация на пользователей, являющихся специалистами конкретной предметной области (инженеров-технологов, горных инженеров), не имеющих опыта использования универсальных систем имитационного моделирования. Быстрое построение моделей выполняется за счет визуально-интерактивного интерфейса и специализированных библиотек моделей технологического оборудования конкретных предметных областей.

Система моделирования MTSS предоставляет пользователю следующие возможности: визуально-интерактивное построение модели с помощью графического редактора, задание параметров модели, различные режимы выполнения модели, 2D- и 3D-способы визуализации модели. Система MTSS использует 2D как графический редактор, и 2D, 3D — для визуализации выполнения модели.

Для моделирования технологических процессов в угольных шахтах в системе моделирования MTSS разработаны специализированные библиотеки технологического оборудования для подсистем угольной шахты: конвейерная, водоотлива, электроснабжения. С использованием таких библиотек разработан ряд моделей подсистем для угольных шахт Кузбасса [13, 14].

Актуальной задачей проектирования угольных шахт является повышение достоверности информации о горно-геологических условиях залегания пластов и их геомеханических характеристик. Исходная для проектирования шахт информация основана на данных геологоразведки и из-за низкой плотности сети геологоразведочных скважин бывает недостаточной для точной оценки балансовых запасов угольного месторождения и его геомеханических и горно-геологических характеристик. По этой причине в практике эксплуатации шахт нередко случаи значительных отклонений от проектных технико-экономических показателей и снижения эффективности работы шахты.

Одна из причин заключается в том, что размеры выемочных полей при подземной разработке угольных месторождений увеличиваются с каждым годом и достигают 2–3 км и более, а расстояния между геологоразведочными скважинами остаются прежними и составляют 300–500 м. При такой длине выемочных столбов и достаточно редкой сетке скважин невозможно на стадии проектирования получить и использовать достоверные параметры залегания угольных пластов и их геомеханические характеристики. При строительстве шахты и проходке вскрывающих и подготовительных выработок часто обнаруживаются дополнительные породные прослойки и геологические нарушения, изменения угла падения и мощности пласта и др. В результате при отработке выемочного столба для преодоления непредвиденных дизъюнктивных и пликтивных геологических нарушений нередко случаи проведения неоднократного демонтажа и монтажа механизированного комплекса, что приводит к потере добычи угля и значительному снижению эффективности работы шахты. Так, при подготовке выемочных полей на шахте “Романовская” в Кузбассе обнаружены в отрабатываемом пласте породные прослойки мощностью 30–50 см и крепостью более 6 по шкале Протоdjяконова. Это стало серьезным препятствием для эффективной работы шнекового комбайна, в результате шахта “Романовская” была закрыта.

В практике проектирования шахт обычно допускается усреднение горно-геологических условий залегания пластов и их геомеханических характеристик. Учитывая значительные размеры выемочных полей, такое усреднение приводит к несовпадению проектных и фактических показателей работы очистных забоев и ухудшению работы шахты. Следует также отметить некорректность некоторых существующих методических положений по расчету скорости подачи и производительности очистных комбайнов [15–17].

О НЕЛИНЕЙНОЙ ЗАВИСИМОСТИ СКОРОСТИ ПОДАЧИ И ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ ОЧИСТНОГО КОМБАЙНА ОТ МОЩНОСТИ ПЛАСТА

При подземной отработке угольных пластов длинным очистным забоем применяются такие технологические схемы работы шнекового комбайна, как челноковая, односторонняя с зачисткой почвы обратным ходом и уступная. Первые две схемы используются для выемки угля на полную мощность пласта при одновременной работе нижнего и верхнего шнеков. Уступная технологическая схема заключается в последовательной отработке сначала верхней пачки пла-

ста мощностью, равной диаметру шнека, а затем при обратном ходе комбайна — оставшегося нижнего слоя пласта. Эта технологическая схема обычно применяется на угольных пластах мощностью 4–6 м. При уступной технологии выемка угля производится одним шнеком: верхним — при отработке верхнего уступа и нижним — при выемке нижнего уступа.

Согласно [16–18], скорость подачи очистного шнекового комбайна и соответствующую его теоретическую производительность рекомендуется определять по формулам:

$$v = \frac{30N\eta n_1 K_1}{SDn_2 K_o K}, \quad (1)$$

$$A = \gamma mvr = \frac{30\gamma mrN\eta n_1 K_1}{SDn_2 K_o K}, \quad (2)$$

где N — мощность электродвигателей очистного комбайна, кВт; η — КПД редуктора исполнительного органа; n_1 — количество резцов в одной линии резания; K_1 — коэффициент, учитывающий затраты мощности на перемещение комбайна; S — средневзвешенная сопротивляемость пласта угля резанию, кН/м; D — диаметр шнеков комбайна, м; n_2 — количество резцов, одновременно разрушающих забой; γ — плотность угля, т/м³; m — вынимаемая мощность пласта, м; r — ширина захвата комбайна, м; K_o — коэффициент отжима, учитывающий уменьшение сопротивляемости пласта резанию под влиянием горного давления; $K = K_\alpha K_b K_p K_f$ — коэффициенты, учитывающие угол резания, ширину резца, затупление и форму резцов соответственно.

Из (1) следует, что скорость подачи комбайна не зависит от мощности пласта. Предполагается, что выемка угля осуществляется одним шнеком, диаметр которого соответствует мощности пласта [16]. При отработке пласта на полную мощность, превышающую диаметр шнека, одновременно работают два шнека комбайна — нижний и верхний. При мощности пласта 3 м и диаметре шнека 2 м верхний шнек вынимает уступ мощностью 2 м, а нижний — слой пласта мощностью 1 м. В этом случае при отработке пласта сразу на полную мощность двумя шнеками сила сопротивления пласта резанию, входящая в знаменатель формулы (1), должна увеличиваться пропорционально вынимаемой мощности пласта и, соответственно, должна уменьшаться скорость подачи комбайна. Однако из (1) этого не следует.

При отработке пласта на полную мощность более корректно вместо диаметра шнека D в (1) ввести вынимаемую мощность пласта m . Производительность комбайна, определяемая по (2), не будет зависеть от мощности пласта, что неверно. Это подтверждает некорректность формулы (1). Если учесть в (1) убывающую зависимость коэффициента отжима от мощности пласта [18]:

$$K_o(m) = K' + \frac{r - k_1 m}{r + k_2 m}, \quad (3)$$

то скорость подачи комбайна, определяемая по (1) с учетом (3), с увеличением мощности пласта будет возрастать (рис. 1, кривая 2):

$$v = \frac{30N\eta n_1 K_1}{SDn_2 K \left(K' + \frac{r - k_1 m}{r + k_2 m} \right)}, \quad (4)$$

а сила сопротивления пласта резанию, входящая в знаменатель формулы (4), убывает, что противоречит основным законам механики. В (3), (4) используются следующие значения коэффициента отжима на поверхности забоя: для углей марок К, Ж, ОС, Т, А — $K' = 0.35$, для марок Г, Д — $K' = 0.45$, $k_1 = 0.1$; $k_2 = 1$ [18].

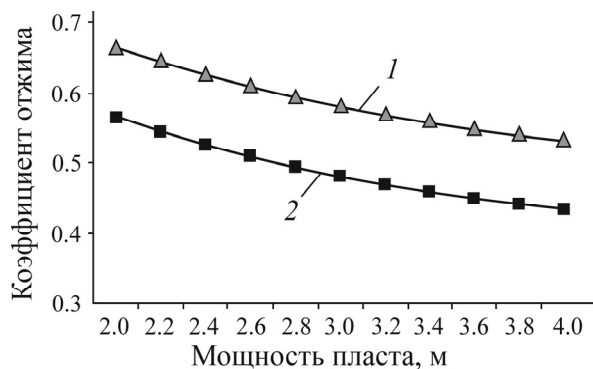


Рис. 1. Зависимость коэффициента отжима от мощности пласта и марок угля: 1 — Г, Д; 2 — К, Ж, ОС, Т, А [19]

Некорректность формулы (1) заключается и в том, что при определении скорости подачи и производительности очистного комбайна не полностью учтены все силы, действующие на комбайн при его работе. В [10] показано, что для правильного расчета скорости подачи комбайна необходимо учесть силу трения скольжения между опорами комбайна и скребковым конвейером и составляющую веса комбайна, зависящую от угла падения пласта.

При отработке пласта на полную мощность двумя шнеками при односторонней и челноковой технологических схемах выемки предлагается рассчитывать скорость подачи очистного комбайна по формуле

$$v(m) = \frac{30N\eta n_1 K_1}{fP \cos \alpha \pm P \sin \alpha + Smn_2 K_o(m)K} \quad (5)$$

Здесь f — коэффициент трения скольжения между комбайном и конвейером; P — вес комбайна, кН; α — угол падения пласта, град. Знаки “+” и “−” соответствуют движению комбайна вверх или вниз по лаве соответственно.

Из (5) следует, что в отличие от (1), скорость подачи очистного комбайна обратно пропорциональна вынимаемой мощности пласта (рис. 2), что соответствует возрастающей силе сопротивления пласта резанию. Теоретическая производительность очистного комбайна, определяемая с учетом (5), при увеличении мощности пласта нелинейно возрастает по гиперболической зависимости (т/мин):

$$A(m) = \gamma mrv(m) = \frac{30\gamma m r N \eta n_1 K_1}{fP \cos \alpha \pm P \sin \alpha + Smn_2 K_o(m)K} = \frac{30\gamma r N \eta n_1 K_1}{\frac{P}{m}(f \cos \alpha \pm \sin \alpha) + Sn_2 K_o(m)K} \quad (6)$$



Рис. 2. Зависимость скорости подачи очистного комбайна SL-500 от мощности пласта

В таблице приведены расчетные значения коэффициента отжима, скоростей подачи и соответствующих производительностей очистного комбайна SL-500 с диаметром шнека 2 м, мощностью электродвигателей 1055 кВт и шириной захвата 0.8 м в зависимости от мощности пласта с сопротивляемостью резанию 200 кН/м.

Расчетные значения скорости подачи и производительности комбайна SL-500

Показатель	Мощность пласта, м										
	2.0	2.2	2.4	2.6	2.8	3.0	3.2	3.4	3.6	3.8	4.0
Коэффициент отжима для углей марок К, Ж, ОС, Т, А	0.56	0.54	0.53	0.51	0.49	0.48	0.47	0.46	0.45	0.44	0.43
Скорость подачи, м/мин:											
по формуле (1)	13.32	13.83	14.32	14.77	15.20	15.61	15.99	16.36	16.70	17.03	17.35
по формуле (5)	12.85	12.16	11.55	11.02	10.54	10.12	9.73	9.37	9.05	8.75	8.47
Производительность, т/мин:											
по формуле (2)	31.97	36.52	41.24	46.09	51.08	56.19	61.41	66.74	72.16	77.67	83.26
по формуле (6)	30.84	32.09	33.27	34.38	35.43	36.42	37.35	38.24	39.09	39.89	40.66

Из таблицы видно, что коэффициент отжима убывает при возрастании мощности пласта, что приводит к увеличению скорости подачи комбайна, определяемой по формуле (4), а скорость подачи, определяемая по формуле (5), при этом убывает (рис. 2). Расхождение между скоростями подачи по (1) и (5) и производительностью очистного комбайна по (2) и (6) становится существенным при возрастании мощности пласта (рис. 3). В данном примере при мощности пласта 4 м расхождение составляет более чем 2 раза.

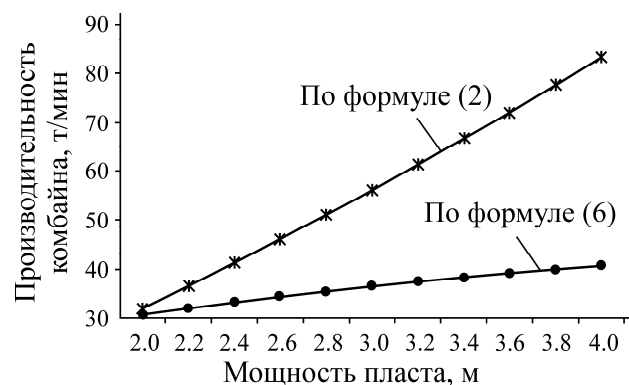


Рис. 3. Зависимость производительности очистного комбайна SL-500 от мощности пласта

При уступной технологической схеме обработки мощных угольных пластов обычно сначала обрабатывается верхняя пачка пласта мощностью, равной диаметру шнека, при движении комбайна вверх по лаве. Затем обрабатывается нижний уступ с мощностью $(m - D)$ при движении комбайна вниз по лаве. Для уступной технологической схемы скорость подачи и производительность комбайна следует определять отдельно:

при обработке верхнего уступа и движении комбайна вверх по лаве:

$$v_1 = \frac{30N\eta\eta_1K_1}{fP \cos \alpha + P \sin \alpha + SDn_2K_o(D)K}, \quad (7)$$

$$A_1 = \frac{30\gamma r N \eta n_1 K_1}{\frac{P}{D}(f \cos \alpha + \sin \alpha) + S n_2 K_o(D)K}, \quad (8)$$

при отработке нижнего уступа и движении комбайна вниз по лаве:

$$v_2 = \frac{30N\eta n_1 K_1}{fP \cos \alpha - P \sin \alpha + S(m-D)n_2 K_o(m-D)K}, \quad (9)$$

$$A_2 = \frac{30\gamma r N \eta n_1 K_1}{\frac{P}{m-D}(f \cos \alpha - \sin \alpha) + S n'_2 K_o(m-D)K}, \quad (10)$$

где количество резцов шнека, одновременно участвующих при отработке нижнего уступа, определяется как

$$n'_2 = \frac{2n_2 l}{\pi D} = \frac{2n_2}{\pi D} \frac{\pi D \cdot 2\alpha}{2 \cdot 180} = \frac{n_2}{90} \arccos \left(1 - \frac{2(m-D)}{D} \right). \quad (11)$$

Здесь 2α — центральный угол, опирающийся на длину дуги шнека l при отработке нижнего уступа мощностью $(m-D)$.

РАСПРЕДЕЛЕННАЯ ГЕОМЕХАНИЧЕСКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА УГОЛЬНОГО ПЛАСТА

Входящие в формулы (1)–(6) горно-геологические и геомеханические характеристики угольного пласта не являются постоянными, а могут существенно изменяться при отработке длинного выемочного столба. Соответственно на протяжении периода отработки выемочного столба изменяется производительность очистного забоя. Для более корректной постановки задачи в (1)–(6) следует использовать не средние горно-геологические и геомеханические показатели, а их функциональные зависимости от текущих координат (x, y) очистного комбайна, которые варьируют с некоторым шагом в пределах $x \leq L$, $y \leq L_c$ (L — длина лавы; L_c — длина выемочного столба).

При переходе от средних показателей к распределенной геомеханической характеристике угольного пласта скорость подачи и производительность очистного комбайна становятся функциональными зависимостями от его местоположения. При выемке угля на полную мощность пласта с использованием односторонней или челноковой технологической схемы эти функциональные зависимости находятся по формулам:

$$v(x, y) = \frac{30N\eta n_1 K_1}{fP \cos \alpha(x, y) \pm P \sin \alpha(x, y) + S(x, y)m(x, y)n_2 K_o[m(x, y)]K}, \quad (12)$$

$$A(x, y) = \frac{30\gamma(x, y)rN\eta n_1 K_1}{\frac{P}{m(x, y)}[f \cos \alpha(x, y) \pm \sin \alpha(x, y)] + S(x, y)n_2 K_o[m(x, y)]K}, \quad x \leq L, y \leq L_c. \quad (13)$$

Для получения распределенной геомеханической характеристики пласта предлагается использовать известный в геостатистике метод обратных расстояний IDW (Inverse Distance Weighting) [19, 20]:

$$F(x, y) = \begin{cases} \frac{\sum_{i=1}^n d_i^{-p} F_i}{\sum_{i=1}^n d_i^{-p}}, & \text{если } d_i \neq 0, \\ F_i, & \text{если } d_i = 0, \end{cases} \quad (14)$$

где n — количество геологоразведочных скважин, пересекающих выемочный столб; $F(x, y)$ — расчетный геомеханический показатель пласта в точке с координатами (x, y) очистного комбайна; F_i — значение геомеханического показателя в i -й скважине; p — показатель степени, обычно принимаемый в IDW равным двум; d_i — расстояние между i -й скважиной и местоположением очистного комбайна в точке с координатами (x, y) , вычисляемое по формуле

$$d_i = \sqrt{(x - x_i)^2 + (y - y_i)^2}, \quad (15)$$

(x_i, y_i) — координаты i -й скважины.

В качестве геомеханических показателей $F(x, y)$ в данной задаче используются: плотность горной массы $\gamma(x, y)$, вынимаемая мощность пласта $m(x, y)$, угол падения пласта $\alpha(x, y)$, сопротивляемость пород резанию $s(x, y)$, коэффициент отжима $K_o[m(x, y)]$.

Среди указанных параметров большое влияние на скорость движения очистного комбайна оказывает сопротивляемость угля резанию. В i -й геологоразведочной скважине сопротивляемость пород может определяться как средневзвешенная величина:

$$S_i = 150 f_{ci} = \frac{150(f_{pi}m_{pi} + f_{ui}m_{ui})}{m_{pi} + m_{ui}}. \quad (16)$$

Здесь f_c — средневзвешенный коэффициент крепости пород по шкале Протоdjяконова в i -й скважине; f_{pi} , f_{ui} — коэффициенты крепости соответственно породы и угля в i -й скважине; m_{pi} , m_{ui} — мощности соответственно породных прослоев и чистой пачки угля в i -й скважине [16].

ИМИТАЦИОННАЯ МОДЕЛЬ РАБОТЫ ОЧИСТНОГО КОМБАЙНА

ПРИ РАСПРЕДЕЛЕННОЙ ГЕОМЕХАНИЧЕСКОЙ ХАРАКТЕРИСТИКЕ ПЛАСТА

При переходе от средних геомеханических показателей пласта к распределенной характеристике единственным методом для расчета переменной скорости подачи и производительности очистного комбайна является имитационное моделирование. В рамках системы имитационного моделирования MTSS реализована специализированная библиотека моделей горных машин, включающая в себя скребковые и ленточные конвейеры, очистные шнековые комбайны и механизированные крепи. С использованием специализированной библиотеки имитационных моделей горных машин разработана комплексная модель технологических процессов подземной добычи угля в очистном забое, которая состоит из следующих взаимодействующих моделей:

- угольного пласта с распределенными геомеханическими характеристиками;
- работы очистного комбайна в условиях распределенной геомеханической характеристики угольного пласта;
- передвижки секций механизированной крепи;
- работы лавного скребкового конвейера;
- метановыделения из пласта и отбитого угля в очистном забое.

Все значения параметров моделей горных машин соответствуют реальным значениям параметров горных машин, эксплуатируемых на шахтах Кузбасса.

На данном этапе разработана программа имитационного моделирования движения очистного забоя в условиях распределенной геомеханической характеристики угольного пласта. Алгоритм решения данной динамической задачи заключается в следующем.

1. На пластовой карте в пределах выемочного столба шириной L и длиной L_c строится система координат XOY , в которой фиксируются координаты геологоразведочных скважин (x_i, y_i) ($i = 1, \dots, n$), пересекающих пласт. Начало координат помещается в точке пересечения монтажной камеры с конвейерным штреком.

2. Задается одна из трех технологических схем, например челноковая, с выемкой угля двумя шнеками на полную мощность пласта.

3. Очистной комбайн находится в начале координат ($x = 0, y = 0$), текущее время $t = 0$.

4. Вычисляются все перечисленные горно-геологические и геомеханические показатели в этой точке с учетом формул (14)–(16).

5. Определяются скорость подачи и производительность очистного комбайна по (12), (13) в точке (x, y) .

6. Изменяется координата комбайна при его движении вдоль забоя $x = x + v(x, y)\delta t$. Здесь скорость подачи находится по (12), а в качестве промежутка времени, учитывая значительные скорости подачи современных очистных комбайнов (10–40 м/мин), используется $\delta t = 1$ мин.

7. Определяется теоретическая производительность очистного комбайна $A(x, y)$ по (13).

8. Рассчитываются текущие координаты комбайна, время, скорость его подачи и производительность в данной точке и в данной время.

9. Проводится изменение времени на величину $t = t + 1$.

10. Определяется суммарная добыча угля за это время: $A_t = A_{t-1} + A(x, y)$.

11. Проводится проверка условия, не доходит ли комбайн до конца лавы: $x \leq L$.

12. Если это условие выполняется, осуществляется переход на п. 4.

13. При невыполнении условия 10 увеличивается время на период проведения концевых операций (зарубка комбайном, передвижка конвейера и секций мехкрепей): $t = t + T_k$.

14. Фиксируется время на окончание одного цикла работ.

15. Изменяется координата комбайна y на ширину его захвата r ($y = y + r$).

16. Проверяется условие на окончание очистных работ в выемочном столбе: $y \leq L_c$.

17. Проверяется условие на окончание рабочей смены: $t \leq T_c$.

18. Если это условие выполняется, то происходит переход на п. 4 для выемки угля в следующем цикле.

19. Если время рабочей смены заканчивается, определяется суммарная добыча угля за смену и выполняется переход на следующую рабочую смену: $k = k + 1$.

20. Проверяется условие на окончание всех рабочих смен в сутки: $k \leq k_c$.

21. При выполнении этого условия происходит переход на п. 4.

22. После окончания всех рабочих смен определяется суммарная добыча угля в сутки.

В результате расчетов на печать выводятся графики минутной скорости подачи и производительности очистного комбайна, а также интегральных показателей добычи угля за цикл, смену, сутки. Затем вычисляется время отработки выемочного столба и суммарная добыча угля.

Алгоритм решения поставленной динамической задачи предусматривает имитацию движения очистного комбайна с переменными значениями скорости подачи и производительности, вызванными изменениями горно-геологических и геомеханических характеристик пласта в течение периода отработки выемочного столба.

Рассмотрим технологическую схему односторонней выемки пласта на полную мощность 3 м очистным комбайном К500 с зачисткой почвы пласта обратным ходом. Выемка угля проводится двумя шнеками при движении комбайна вверх по лаве. Сопrotивляемость пласта ре-

занию возрастает по длине лавы по линейной зависимости $S(x) = S_0 + kx$. Такой случай возможен при появлении в пласте породного прослойка переменной мощности или геологического нарушения типа сброса или надвига, при котором мощность нарушения увеличивается с возрастанием длины лавы. При росте сопротивляемости пласта резанию теоретическая производительность очистного комбайна в зависимости от длины лавы x определяется с учетом (13) и [20]:

$$A(x) = \frac{60\gamma r}{\frac{fP\cos\alpha + P\sin\alpha + (S_0 + kx)n_2K_o(m)K}{30N\eta n_1} + \frac{1}{mv_m} + \frac{k_y L_k}{mv_k x}}, \quad (17)$$

где v_m , v_k — маневровая скорость подачи комбайна и скорость подачи комбайна при косом заезде; $k_y = 1.0 - 1.3$ — коэффициент организации и условий труда; $L_k = 15 - 20$ м — длина косого заезда.

Знаменатель в (17) представляет собой сумму линейной и гиперболической зависимостей от длины лавы x , имеющую точку минимума. Следовательно, теоретическая производительность очистного комбайна в этом случае имеет точку максимума относительно длины лавы (рис. 4).

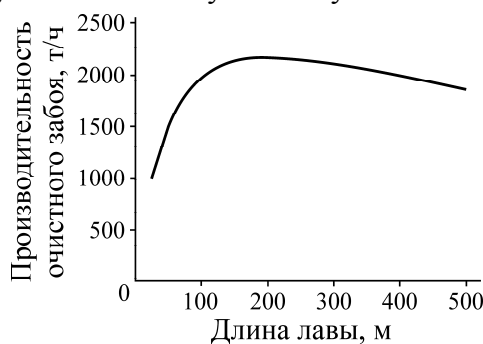


Рис. 4. Зависимость производительности очистного комбайна K500 от длины лавы при односторонней схеме выемки и возрастающей сопротивляемости пласта резанию

В данной постановке задачи (17) существует аналитическое решение. Оптимальная длина лавы, при которой производительность очистного комбайна максимальна, определяется путем дифференцирования функции (17) и решения уравнения $\partial A(x) / \partial x = 0$, откуда

$$x_o = \sqrt{\frac{30N\eta n_1 k_y L_k}{mv_k k n_2 K_o(m)K}}. \quad (18)$$

Из рис. 4 следует, что при односторонней схеме выемки пласта на полную мощность и возрастающей зависимости сопротивляемости резанию оптимальная длина лавы, при которой производительность очистного комбайна K500 достигает максимума, составляет 200 м.

ВЫВОДЫ

Разработанная программа имитационного моделирования работы очистного комбайна с использованием системы MTSS дает возможность проводить интерактивные расчеты скорости подачи и производительности очистного комбайна при его движении в зависимости от изменяющихся за период отработки выемочного столба горно-геологических и геомеханических характеристик пласта, что позволяет существенно повысить точность проектных расчетов. Установлено, что при выемке пласта на полную мощность и одновременной работе двух шнеков скорость подачи очистного комбайна обратно пропорциональна мощности пласта, а его производительность возрастает по гиперболической зависимости. При условии возрастающей по длине лавы сопротивляемости пласта резанию нелинейная зависимость производительности очистного комбайна имеет точку максимума относительно длины лавы.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. **Salama A., Greberg J., and Schunnesson H.** The use of discrete event simulation for underground haulage mining equipment selection, *Int. J. Min. Miner. Eng.*, 2014, Vol. 5, No. 3. — P. 256–271.
2. **Fioroni M., Santos L., Franzese L., Santana I., Telles G., Seixas J., Penna B., and Alkmim G.** Logistic evaluation of an underground mine using simulation, *Winter Simulation Conference*, Savannah, GA, USA, 2014. — P. 1855–1865.
3. **Michalakopoulos T. N., Roumpos C. P., Galetakis M. J., and Panagiotou G. N.** Discrete-event simulation of continuous mining systems in multi-layer lignite deposits, *Lecture Notes in Production Eng., Proc. of the 12th Int. Symp. Continuous Surface Mining*, 2015. — P. 225–239.
4. **Gospodarczyk P.** Modeling and simulation of coal loading by cutting drum in flat seams, *Arch. Min. Sci.*, 2016, Vol. 61, No. 2. — P. 365–379.
5. **Kara T. and Savaş M. C.** Design and simulation of a decentralized railway traffic control system, *Eng. Tech. Appl. Sci. Res.*, 2016, Vol. 6, No. 2. — P. 945–951.
6. **Ayed M. B., Zouari L., and Abid M.** Software in the loop simulation for robot manipulators, *Eng. Tech. Appl. Sci. Res.*, 2017, Vol. 7, No. 5. — P. 2017–2021.
7. **Gao Y., Liu D., Zhang X., and He M.** Analysis and optimization of entry stability in underground longwall mining, *Sustainability*, 2017, Vol. 9, No. 11, Paper 2079.
8. **Snopkowski R., Napieraj A., and Sukiennik M.** Method of the assessment of the influence of longwall effective working time onto obtained mining output, *Arch. Min. Sci.*, 2017, Vol. 61, No. 4. — P. 967–977.
9. **Степанов Ю. А., Бурмин Л. Н.** Методика построения компьютерной трехмерной модели шахты // *Вестн. компьютерных и информационных технологий*. — 2015. — № 9. — С. 25–31.
10. **Ордин А. А., Никольский А. М.** Оптимизация ширины захвата и производительности шнекового комбайна при обработке пологого угольного пласта длинным очистным забоем // *ФТПРПИ*. — 2018. — № 1. — С. 79–86.
11. **Федорин В. А., Шахматов В. Я., Михайлов А. Ю., Салчак А. К.** Геотехнологический потенциал комбинированного способа разработки угольных месторождений Кузбасса // *Проблемы и перспективы комплексного освоения и сохранения земных недр*. — М.: ИПКОН РАН. — 2014. — С. 268–274.
12. **Стародубов А. Н., Зиновьев В. В., Береснев М. В., Майоров А. Е.** Система имитационного моделирования горнопроходческих работ // *Уголь*. — 2016. — № 2. — С. 20–24.
13. **Рудометов С. В.** Визуально-интерактивная система имитационного моделирования технологических систем // *Вестн. СибГУТИ*. — 2011. — № 3. — С. 14–26.
14. **Okolnishnikov V., Rudometov S., and Zhuravlev S.** Simulating the various subsystems of a coal mine, *Eng. Tech. Appl. Sci. Res.*, 2016, Vol. 6, No. 3. — P. 993–999.
15. **Плотников В. П.** Вывод формулы для расчета производительности очистных комбайнов со шнековым, барабанным или корончатым исполнительным органом // *Уголь*. — 2009. — № 9. — С. 5–7.
16. **Солод В. И., Гетопанов В. Н., Рачек В. М.** Проектирование и конструирование горных машин и комплексов. — М.: Недра, 1982. — 350 с.
17. **Липкович С. М.** Основы проектирования угольных шахт. — М.: Недра, 1967. — 23 с.
18. **Временные указания по управлению горным давлением в очистных забоях на пластах мощностью до 3.5 м и углом падения до 35°.** — Л.: ВНИМИ, 1982. — 136 с.
19. **Дэвис Дж.** Статистический анализ данных в геологии. — М.: Недра, 1990. — 319 с.
20. **Капутин Ю. Е.** Информационные технологии планирования горных работ. — СПб.: Недра, 2004. — 424 с.

Поступила в редакцию 30/XI 2018

После доработки 21/XII 2018

Принята к публикации 29/I 2019