

**ГЕОТЕХНОЛОГИЯ**

УДК 622.363.2

**НЕКОТОРЫЕ ОСОБЕННОСТИ  
ПРОХОДКИ НАКЛОННЫХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК**

Казаченко Г.В., Басалай Г.А. (Белорусский национальный технический университет, г. Минск, Беларусь)

*Формулируется задача анализа проходки горных выработок большой протяженности и значительной площади поперечного сечения с учетом пересечения слоев породы существенной мощности и различных физико-механических свойств. Моделирование процесса рассматривается с целью выбора трассы проходки на основании ряда критериев, в качестве которых могут выбираться экономические, экологические, энергетические, а также критерии, обеспечивающие безопасность горных работ. В качестве примера приводится сравнительный анализ проходки горной выработки в условиях Старобинского месторождения с одного горизонта на другой проходческими комплексами, эксплуатируемыми при разработке этого месторождения. Трасса проходимой горной выработки принимается состоящей из прямолинейных участков. Для сравнения выбраны варианты проходки горной выработки снизу вверх и сверху вниз.*

**Ключевые слова:** проходческий комплекс, наклонная выработка, энергоэффективность.

**Введение**

Старобинское месторождение калийных руд включает четыре горизонта, на которых залегают пласты калийной руды, пригодной для промышленной добычи. Выявленные калийные горизонты различаются глубиной залегания, площадью, мощностью и, самое главное, содержанием хлористого калия (КСl). Наибольшее содержание хлористого калия имеет место в рудах Второго и Третьего горизонтов. В связи с этим, а также учитывая небольшое содержание нерастворенного осадка в рудах этих горизонтов, основная добыча руды велась на Втором и Третьем горизонтах. К настоящему времени промышленные запасы руды на этих горизонтах в значительной степени выработаны. Поэтому сейчас осваивается добыча как на новых рудниках, так и на Первом и Четвертом горизонтах действующих рудников, и возникает необходимость проходки новых капитальных горных выработок, в том числе и с одного горизонта на другой [1].

**Основы методики и содержание исследования**

Естественно, что такие выработки являются наклонными, и их проходка сопряжена с некоторыми проблемами геологического, экологического и экономического характера. Одной из таких проблем является энергетическая эффективность проходки. Как известно, на энергетическую эффективность наибольшее влияние оказывают прочностные свойства разрабатываемых пород. При проходке горных выработок большой длины с изменением их расположения относительно земной поверхности прочностные свойства пород могут существенно различаться. В связи с такими обстоятельствами, а также существенным изменением горного давления задача выбора оптимальной траек-

теории движения проходческих комплексов может быть сформулирована как задача математического программирования [2, 3].

Применительно к проходке выработки с одного горизонта на другой в условиях Старобинского месторождения калийных руд (рисунок 1) эта задача может быть сведена к задаче выбора траектории в виде плавной кривой, ломаной линии или, вообще, прямой. Если пересекаемые выработкой слои горных пород требуют для их разрушения различных затрат энергии, то эта задача может быть сформулирована как выбор такой траектории, которая обеспечивает минимум затрат энергии на разрушение породы и ее транспортирование. В этом смысле целевая функция моделирования процесса проходки выработки может быть записана в виде:

$$F(x_1, x_2, x_3) = \sum_{i=1}^n e_i \cdot V_i, \rightarrow \min, \quad (1)$$

где  $F$  – целевая функция (критерий оптимизации);

$x_1$  – множество углов наклона выработки на каждом этапе проходки;

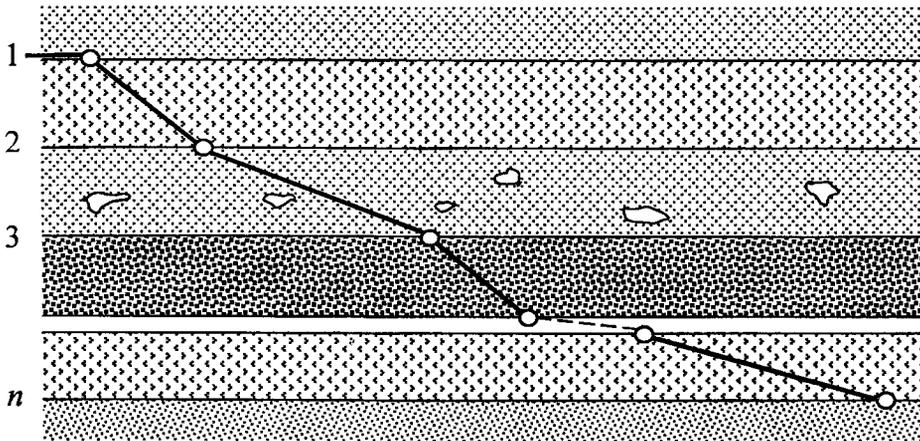
$x_2$  – множество углов поворота выработки в плане;

$x_3$  – множество длин проходки в каждом слое;

$e_i$  – удельные затраты энергии на разрушение породы в  $i$ -м слое;

$V_i$  – объем породы, разрабатываемой в  $i$ -м слое;

$n$  – количество проходимых слоев.



1, 2, 3, ...,  $n$  – номер слоя породы со свойствами, отличными от свойств других слоев

Рисунок 1. – Один из вариантов наклонной протяженной выработки

Приоритетными критериями кроме энергозатрат могут быть и другие показатели. Например, в качестве подобных критериев можно брать стоимость проходки, ее безопасность и т.п. Подобные критерии могут использоваться и в качестве ограничений на параметры, от которых зависит целевая функция. Помимо таких ограничений необходимо сформулировать также ограничения, вытекающие из физической сущности рассматриваемой задачи. В этом смысле траектория может быть пространственной. Сущность поиска решения можно представить в виде поиска наиболее выгодного пути (рисунок 2).

Из графа видно, что решение задачи во многом зависит от положения мест начала и окончания проходки. Выбор этих мест – отдельная задача, которая определяется условиями, не рассматриваемыми в этой работе. На рисунке 2 изображен граф, в котором эти места определены такими условиями и здесь не обсуждаются. В этом смысле

задача может рассматриваться как задача линейного программирования, например, как вариант транспортной задачи. В этом смысле ее решение не представляет каких-либо трудностей и может быть найдено одним из известных способов решения подобных задач. При этом имеется в виду, что ограничения на параметры  $x_i$  также выражаются линейными соотношениями. Возможна и несколько другая схема решения задачи, которая заключается в составлении общего критерия оптимизации в виде некоторой функции частных критериев. Чаще всего, при составлении такого критерия используется способ формирования обобщенного критерия в виде весовой функции частных критериев. При этом, веса (доли) этих критериев определяются экспертами. Поэтому такой способ составления целевой функции и поиска ее экстремума обладает некоторой степенью неопределенности.

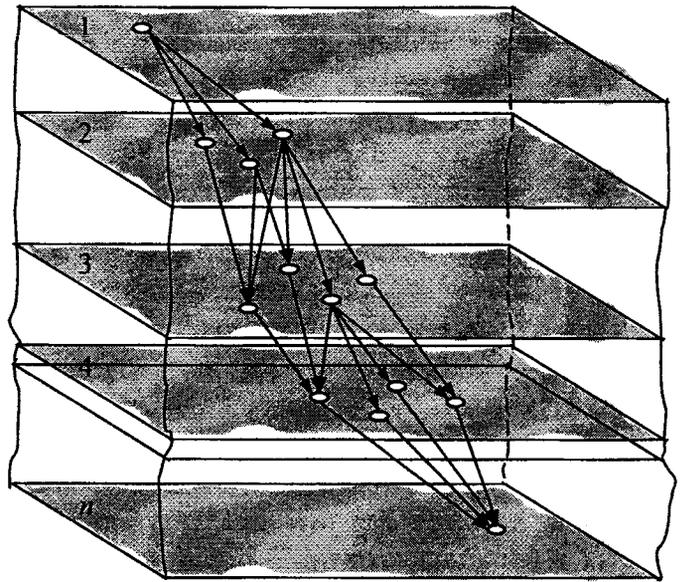


Рисунок 2. – Граф математической модели процесса проходки

Помимо формирования целевой функции моделирование процесса проходки требует построения системы ограничений, накладываемых на значения параметров, от которых она зависит. В рассматриваемой задаче эти ограничения удобно разделить на три группы: горно-геологические или природные, инструментальные и эксплуатационные. Первая группа ограничений включает неравенства типа:

$$f_j(x_1, x_2, x_3) \leq A_j, \tag{2}$$

где  $A_j$  – некоторые предельные значения геологических и геометрических характеристик месторождения;

$$j = \overline{1, m};$$

$m$  – количество ограничений.

Под инструментальными ограничениями понимаются ограничения, накладываемые на режимы работы машин, осуществляющих горные работы по проходке выработок. Эти ограничения чаще всего формулируются в виде:

$$f_k(x_1, x_2, x_3, \alpha_k) \leq B_k, \tag{3}$$

где  $\alpha_k$  – величины, определяемые посредством конструктивных и режимных данных работы машин;

$B_k$  – предельные значения показателей технических характеристик машин;

$$k = \overline{1, p};$$

$p$  – число инструментальных ограничений.

Построение системы ограничений первого типа возможно только совместно с представителями геологической и маркшейдерской службы. Ограничения второй груп-

пы требуют знания возможностей технических средств выполнения проходки и физико-механических свойств отдельных слоев породы. Последняя группа ограничений – это ограничения на уровень затрат, необходимых для обеспечения нормальной эксплуатации горной выработки. Эти ограничения имеют:

$$f_l(x_1, x_2, x_3, \beta_l) \leq \Phi_l, \quad (4)$$

где  $\beta_l$  – множество параметров, определяющих затраты на эксплуатацию выработки;

$\Phi_l$  – допустимые значения затрат;

$l = \overline{1, s}$ ;

$s$  – число таких ограничений.

На первый взгляд, подобные ограничения можно использовать при составлении целевой функции. Однако, современная структура производственных отношений такова, что проходку выработок и их эксплуатацию ведут разные структуры. В этом смысле целевые функции для таких структур могут быть разными. Вместе с тем проектировщики и проходчики, а также эксплуатационники обязаны учитывать факторы, влияющие на эффективность работы смежников. Это условие вытекает из необходимости системного анализа. Поэтому требования минимума затрат на эксплуатацию рассматриваемых выработок не включены в целевую функцию (1).

Совершенно очевидно, что задача вряд ли может считаться вполне определенной. Прежде всего, это связано с наличием геологических нарушений в проходимых слоях породы. Поэтому решение о выборе варианта проходки всегда сопровождается некоторым риском. Самым простым вариантом проходки является прямолинейная выработка с заданным расстоянием и углом наклона к горизонту.

### Результаты исследования

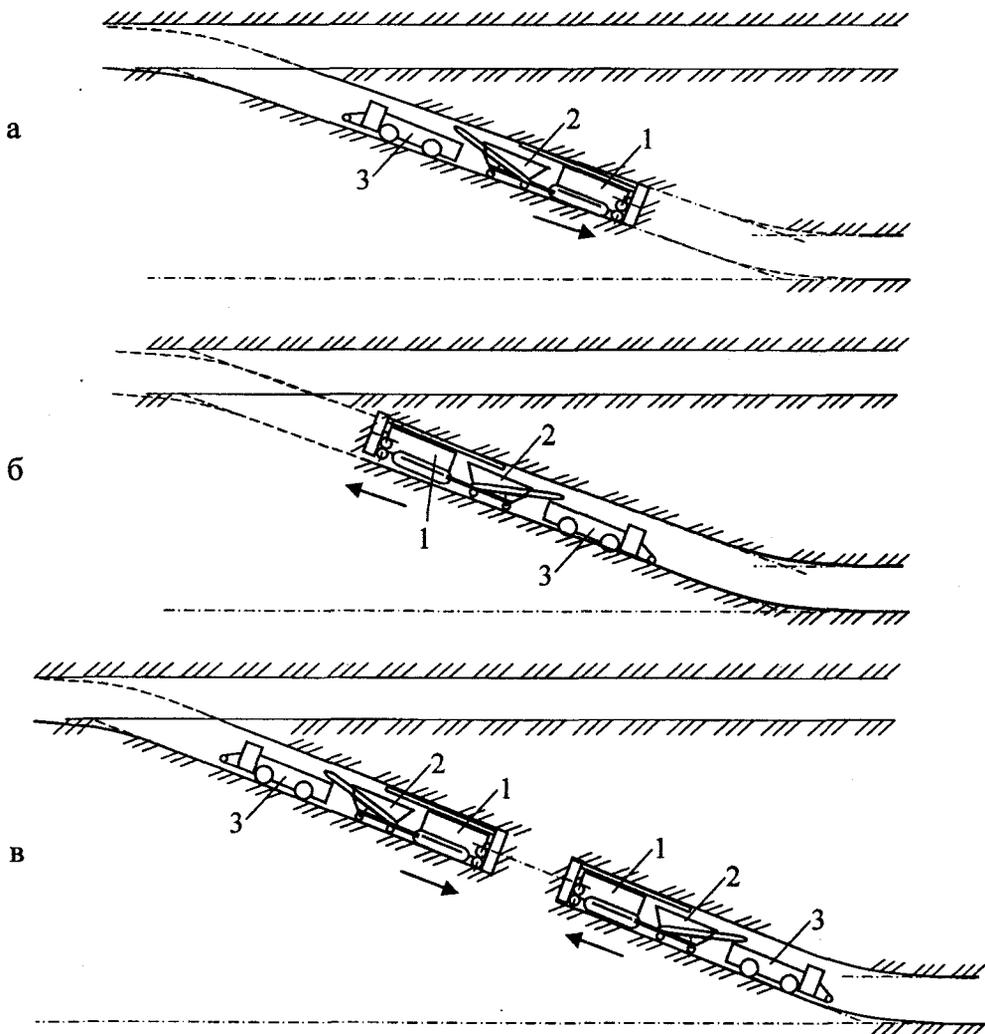
Современные проходческие комплексы позволяют проходить подземные горные выработки самых различных поперечных сечений и траекторий. Используемые при этом навигационные системы обеспечивают необходимую геометрическую точность таких выработок. Особый интерес представляет проходка горных выработок значительной длины и с углами наклона к горизонту более  $12^\circ$ . Как правило, проходка таких выработок осуществляется проходческими комплексами, которые применяются для проходки горизонтальных и полого наклонных выработок с углом наклона до  $12^\circ$  и включают проходческий комбайн, бункер-перегрузатель и самоходный вагон.

Опыт применения таких комплексов при проходке выработок, наклон которых превышает  $12^\circ$ , показывает, что показатели надежности работы очистных комплексов в таких условиях снижаются. Это особенно относится к основной машине комплекса – проходческому комбайну. Вместе с тем, возникают некоторые проблемы по эффективности и надежности работы комплекса в целом. В первую очередь эти проблемы связаны с выбором рабочего направления движения комплекса в горной выработке – сверху вниз или снизу вверх. Выбор направления может быть обусловлен целым рядом факторов. Здесь эти факторы не учитываются, а сравниваются только энергозатраты на образование выработки. При этом рассматривается сравнительно простой пример сопоставления энергозатрат при проходке наклонной прямолинейной горной выработки. Отдельно необходимо рассматривать вариант проходки двумя комплексами, движущимися навстречу друг другу. Тем более, что, как указывалось выше, современные системы

навигации позволяют с высокой степенью надежности обеспечить стыковку выработок, проходимых отдельными комплексами.

При сопоставлении энергозатрат на проходку по рассматриваемым вариантам полагаем, что скорости движения комбайна с бункером-перегрузателем и самоходных вагонов в рассматриваемых вариантах одинаковы. Различаются только теоретические скорости, которые выбираются такими, чтобы обеспечить равенство действительных скоростей. Из этого следует, что суммарные затраты энергии на разрушение породы исполнительными органами комбайнов также равны во всех вариантах. Это также значит, что скорости движения звеньев исполнительного органа комбайна также приняты равными во всех вариантах. В связи с этим, затраты энергии на разрушение породы исполнительным органом при сравнении общих затрат энергии на работу комплекса можно не учитывать. Не будем также учитывать работу преодоления сил сопротивления подаче этих звеньев, которые также одинаковы для всех вариантов проходки.

Рассмотрим сначала вариант проходки, который на первый, поверхностный взгляд, кажется наиболее выгодным (рисунок 3).



**а** – проходка снизу вверх; **б** – сверху вниз; **в** – навстречу друг другу;  
**1** – проходческий комбайн; **2** – бункер-перегрузатель; **3** – самоходный вагон  
 Рисунок 3. – К анализу вариантов проходки наклонных выработок

Если не учитывать затраты энергии на разрушение породы исполнительным органом комбайна, то затраты энергии  $A_n$  на перемещение комплекса и породы составят:

$$A_n = A_{нк} + A_{нб} + A_m, \quad (5)$$

где  $A_{нк}$  – затраты энергии на перемещение комбайна;

$A_{нб}$  – затраты энергии на перемещение вагона;

$A_m$  – затраты энергии на буксование комбайна и самоходного вагона.

Затраты энергии на перемещение комбайна без учета его буксования:

$$A_{нк} = (P_n + P_{ск}) L, \quad (6)$$

где  $P_n$  – сила сопротивления подаче исполнительного органа на забой;

$P_{ск}$  – сила сопротивления перемещению комбайна, как машины на гусеничном ходу;

$L$  – длина выработки.

Считая, что сила сопротивления подаче исполнительного органа на забой во всех вариантах проходки одинакова, вычислять ее не будем. Что касается силы сопротивления перемещению комбайна, то ее вычислим по формуле:

$$P_{ск} = g \left[ (m_k + m_{нк}) (k_k \cdot \cos \varphi \mp \sin \varphi) + \left( m_b + \frac{1}{2} m_{нб} \right) (k_b \cdot \cos \varphi \mp \sin \varphi) \right], \quad (7)$$

где  $m_k$  – масса комбайна;

$m_{нк}$  – масса породы на комбайне;

$k_k$  – коэффициент сопротивления перемещению комбайна;

$\varphi$  – угол наклона выработки;

$m_b$  – масса бункера-перегрузателя;

$m_{нб}$  – масса породы в бункере;

$k_b$  – коэффициент сопротивления движению прицепного бункера-перегрузателя.

Формула (7) дает средние значения силы сопротивления движению комбайна с бункером-перегрузателем. На самом деле эта сила за время заполнения бункера-перегрузателя несколько возрастает и опять уменьшается после его опорожнения при перегрузке руды в самоходный вагон.

Сила сопротивления передвижению вагона с грузом:

$$P_{св} = g (m_g + m_{нг}) (k_g \cdot \cos \varphi \mp \sin \varphi), \quad (8)$$

где  $m_g$  – масса вагона;

$m_{нг}$  – масса породы в кузове вагона;

$k_g$  – коэффициент сопротивления передвижению вагона.

Двойные знаки в формулах (7) и (8) служат для различия величины силы сопротивления движению в двух первых вариантах проходки. Причем знак «-» соответствует первому варианту, а знак «+» – второму.

Затраты энергии  $A_m$  на трение движителей комбайна и вагона о почву выработки вычислим, используя зависимость силы трения от скорости скольжения. При этом, с целью исключения фактора времени из сравнения различных вариантов проходки действительную скорость перемещения всех машин комплекса считаем одинаковой и вычисляем по известной формуле [4, 5]:

$$v = v_m (1 - \varepsilon), \quad (9)$$

где  $v$  – действительная скорость перемещения (для комбайна это скорость подачи исполнительного органа на забой);

$v_m$  – теоретическая скорость перемещения;

$\varepsilon$  – коэффициент буксования,  $\varepsilon = v_c/v_m$ ;

$v_c$  – скорость скольжения движителя о несущую поверхность.

Коэффициент  $\varepsilon$  буксования является функцией нагрузок на движитель его параметров, а также величин, характеризующих взаимодействие движителя с несущим основанием (почвой выработки).

Ввиду того, что силы взаимодействия между движителями всех машин комплекса и несущим основанием могут меняться весьма значительно, воспользуемся нелинейной зависимостью [5] между коэффициентом буксования и основными факторами, влияющими на его величину (рисунок 4):

$$\varepsilon = \frac{c \cdot P_c}{\sqrt{f^2 \cdot N^2 - P_c^2}}, \quad (10)$$

где  $c$  – коэффициент, учитывающий влияние теоретической скорости движения и давления между движителем и несущим основанием на буксование движителя;

$P_c$  – сила сопротивления движению машины, уравновешенная силой трения;

$f$  – коэффициент трения между движителем и несущей поверхностью;

$N$  – нормальная нагрузка со стороны движителя на несущую поверхность.

На рисунке 4 представлен график зависимости  $\varepsilon$  от  $P_c$ , которая выражена в относительных значениях  $P_c/(fN)$ . Эта зависимость охватывает семейство кривых, различающихся значениями коэффициентов  $f$  и  $c$ .

Характер этих зависимостей указывает на возможность использования линейной связи между коэффициентом буксования и силой сопротивления движению вплоть до значений, составляющих 70 % предельной силы сцепления движителя.

Вычислив коэффициент  $\varepsilon$  буксования и скорость скольжения  $v_c = \varepsilon \cdot v_m$ , находим диссипативную функцию  $\Phi$ , которая при сухом трении равна мощности сил трения движителя о несущее основание:

$$\Phi = N_m = T \cdot v_c, \quad (11)$$

где  $N_m$  – мощность сил трения движителя о несущее основание;

$T$  – сила трения.

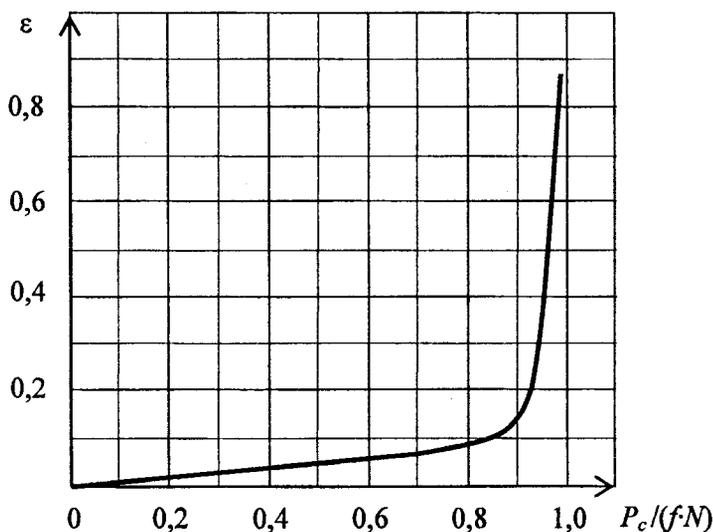


Рисунок 4. – Зависимость буксования от относительной силы сопротивления

При этом теоретическая скорость  $v_m$  выбирается такой, чтобы действительная скорость движения машин комплекса во всех вариантах оставалась одинаковой. Поэтому скорость  $v_c$  скольжения ходового устройства по почве выработки вычисляется по формуле:

$$v_c = \frac{\varepsilon \cdot v}{1 - \varepsilon}, \quad (12)$$

где  $v$  – скорость перемещения машин комплекса (одинаковая во всех вариантах проходки).

Вычисляя работу сил трения, имеем:

- для комбайна

$$A_{mk} = \int_0^{t_k} \Phi_k dt = \int_0^{t_k} T_k \cdot v_{ck} dt, \quad (13)$$

где  $t_k$  – время проходки выработки комбайном без учета простоев,  $t_k = L/v_k$ ;

$v_k$  – действительная скорость комбайна;

- для самоходного вагона

$$A_{cs} = \sum_1^n \int_0^{t_g} T_g \cdot v_{cs} dt, \quad (14)$$

где  $t_g$  – время передвижения вагона с грузом;

$n$  – число ходов вагона,  $n = \frac{\rho \cdot S \cdot L}{m_{ng}}$ ;

$\rho$  – плотность породы.

В формулах (13) и (14) рассматриваются равновесные состояния машин. Поэтому сила трения между движителями и несущим основанием принята равной силе сопротивления перемещению:

$$T = P_c. \quad (15)$$

Для комбайна среднее значение силы сопротивления перемещению без учета силы сопротивления подаче исполнительного органа комбайна определено формулой (7), а для самоходного вагона – формулой (8), скорости скольжения – формулой (12).

Сравнение различных вариантов проходки можно произвести путем сопоставления диссипации энергии в этих вариантах. Для комбайна диссипация энергии в первом варианте:

$$A_{mk}^1 = \frac{\varepsilon_{k1} \cdot L \cdot g}{1 - \varepsilon_{k1}} \left[ (m_k + m_{mk}) (k_k \cos \varphi - \sin \varphi) + \left( m_g + \frac{1}{2} m_{ng} \right) (k_g \cos \varphi - \sin \varphi) \right], \quad (16)$$

во втором варианте:

$$A_{mk}^2 = \frac{\varepsilon_{k2} \cdot L \cdot g}{1 - \varepsilon_{k2}} \left[ (m_k + m_{mk}) (k_k \cos \varphi + \sin \varphi) + \left( m_g + \frac{1}{2} m_{ng} \right) (k_g \cos \varphi + \sin \varphi) \right], \quad (17)$$

где  $\varepsilon_{k1}$ ,  $\varepsilon_{k2}$  – коэффициенты буксования движителя комбайна в первом и втором вариантах проходки.

Анализ формул (16) и (17) показывает, что диссипация энергии при перемещении комбайна во втором варианте проходки больше, т.е.  $A_{mk}^2 > A_{mk}^1$ .

Затраты энергии на трение колес самоходного вагона о несущее основание (14) в первом варианте проходки:

$$A_{ms}^1 = \frac{\rho \cdot S \cdot L^2 \cdot g}{2 m_{ms}} \left[ (m_g + m_{ms}) (k_g \cos \varphi + \sin \varphi) \frac{\epsilon_g^{11}}{1 - \epsilon_g^{11}} + m_g (k_g \cos \varphi - \sin \varphi) \frac{\epsilon_g^{12}}{1 - \epsilon_g^{12}} \right], \quad (18)$$

во втором варианте:

$$A_{ms}^2 = \frac{\rho \cdot S \cdot L^2 \cdot g}{2 m_{ms}} \left[ (m_g + m_{ms}) (k_g \cos \varphi - \sin \varphi) \frac{\epsilon_g^{21}}{1 - \epsilon_g^{21}} + m_g (k_g \cos \varphi + \sin \varphi) \frac{\epsilon_g^{22}}{1 - \epsilon_g^{22}} \right], \quad (19)$$

где  $\rho$  – плотность породы в массиве;

$\epsilon_g^{11}$ ,  $\epsilon_g^{12}$ ,  $\epsilon_g^{21}$ ,  $\epsilon_g^{22}$  – коэффициенты буксования порожнего вагона и вагона с грузом в первом и втором вариантах проходки.

Сравнивая зависимости (18) и (19), убеждаемся, что диссипативная энергия при перемещении вагона во втором варианте меньше, чем в первом:

$$A_{ms}^1 > A_{ms}^2. \quad (20)$$

Причем, это превышение намного больше, чем превышение  $A_{mk}^2$  над  $A_{mk}^1$ . В первую очередь, это связано с тем, что  $A_{ms}$  пропорционально квадрату протяженности  $L$  выработки.

Общая разница затрат энергии при проходке выработки первым и вторым вариантом

$$\Delta A = A_{mk}^2 + A_{ms}^2 - A_{mk}^1 - A_{ms}^1. \quad (21)$$

Структура формул (17), (18), (19) указывает на то, что выигрыш в затратах энергии при проходке выработки двумя комплексами по сравнению с проходкой одним комплексом сверху вниз составляет  $\Delta A/2$ . Такой вариант выполнения протяженной наклонной выработки при прочих одинаковых условиях имеет важное преимущество, заключающееся в том, что выработка может быть пройдена в два раза быстрее. Это преимущество в некоторых условиях может сыграть главную роль при выборе варианта осуществления проходки.

### Заключение

Наклонные горные выработки большой протяженности в некоторых случаях эффективнее, чем система из горизонтальных и вертикальных. Такие выработки можно проходить проходческими машинами для проходки горизонтальных выработок, производительность которых гораздо выше, чем производительность комплексов для проходки вертикальных выработок. Проанализированные в настоящей статье варианты проходки наклонных выработок показывают, что такие выработки, с точки зрения энергозатрат, выгоднее проходить снизу вверх или же при необходимости сокращения времени, двумя проходческими комплексами навстречу друг другу. Задачи повышения эффективности проходки выработок и их эксплуатации можно формулировать как задачи математического программирования и, таким образом, обосновывать некоторые технические управленческие решения.

**Список использованных источников**

1. Смычник, А.Д. Технология и механизация разработки калийных месторождений: учеб. пособие / А.Д. Смычник, Б.А. Богатов, С.Ф. Шемет. – 2-е изд. – Минск: Юнипак, 2005. – 224 с.
2. Моисеев, Н.Н. Математические задачи системного анализа / Н.Н. Моисеев. – М.: Наука, 1981. – 488 с.
3. Журавков, М.А. Проектирование систем сопряженного геоэкологического мониторинга. Системная организация сопряженного геоэкологического мониторинга / М.А. Журавков, Х.Р. Аль-Момани, В.Я. Щерба; под ред. В.Я. Прушака. – Минск: Вышэйшая школа, 2003. – 288 с.
4. Морев, А.Б. Горные машины для калийных рудников / А.Б. Морев, А.Д. Смычник, Г.В. Казаченко. – Минск: Интегралполиграф, 2009. – 544 с.
5. Казаченко, Г.В. Опорно-ходовые устройства горных машин / Г.В. Казаченко, Г.А. Басалай, Е.В. Щерба. – Минск: Энергопринт, 2016. – 207 с.

---

**Kazachenko G.V., Basalai R.A.**

**Some features of the sinking of inclined mine workings**

*We formulate the task of analysis of sinking mines to the great length and large cross sectional area considering the intersection of rock layers significant power and a variety of physical and mechanical properties. The process simulation is considered to select a sinking route on the basis of a number of criteria, which can be selected as economic, environmental, energy, as well as criteria to ensure the safety of mining operations. As an example, a comparative analysis of mining in the conditions of the Starobin Deposit from one horizon to another by the tunneling complexes operated in the development of this field is given. The track is passable mining was adopted consisting of straight sections. For comparison, the options of mining excavation from the bottom up and top down are selected.*

*Keywords: tunneling complex, energy efficiency, inclined mine workings.*

Поступила в редакцию 10.04.2018 г.