



УДК 622.012.3

Т.Т. Ипалаков, Б. Апшикур

Восточно-Казахстанский государственный технический университет им. Д. Серикбаева,
г. Усть-Каменогорск

Е.К. Нуржумин

Казахский агротехнический университет им. С. Сейфуллина, г. Астана

**ОПЫТ ПРИМЕНЕНИЯ ВЕРОЯТНОСТНЫХ МЕТОДОВ
ПРИ РАСЧЕТЕ УСТОЙЧИВОСТИ УСТУПОВ И БОРТОВ КАРЬЕРОВ**

В статье предлагается предварительная оценка геомеханической ситуации в районе сближения проектных контуров бортов карьера со стволами шахт при комбинированной отработке месторождения с использованием вероятностного подхода. Рассмотрен вариант вскрытия карьера спиральными съездами (рис. 1).

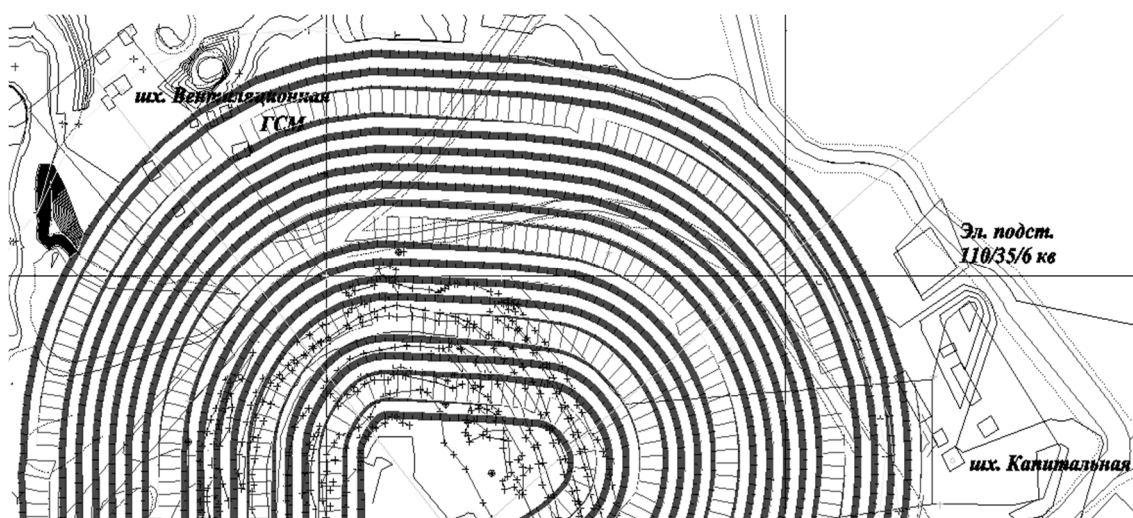


Рисунок 1 - Схема расположения объектов подземного рудника и карьера

При конструктивных параметрах борта с шириной предохранительной бермы 10 м и углом наклона уступов 75 град., расстояние от верхней бровки карьера до ствола шт. «Вентиляционная» составило 62 м. До ствола шахты «Капитальная» - 44 м.

Карьер месторождения «Юбилейное» можно условно отнести к классу карьеров в «высокопрочных» массивах, борта которых заведомо устойчивы, т.к. угол их наклона обусловлен в основном конструкцией борта и параметрами системы транспортных коммуникаций. Поэтому расчеты устойчивости в местах сближения с капитальными подземными выработками выполнены с учетом, в первую очередь, геометрических параметров карьера.

Влияние карьерного пространства на законтурный массив выражается в возникновении вблизи борта зон концентрации напряжений и зон разгрузки, изменении направлений векторов напряжений, повышении сдвиговых нагрузок.

Современная концепция эксплуатации сложных техногенных сооружений, в т.ч. и карьеров, предполагает переход от идеологии «абсолютной сохранности» к идеологии «приемлемого риска». Для этого необходим анализ и выработка системы по управлению рисками, т.е. понижению последних до приемлемого уровня.

Причинами возникновения рисков являются неопределенности, возникающие на разных стадиях выполнения расчетов устойчивости.

Систематический анализ неопределенностей и оценка риска, связанного с геотехническим объектом, могут быть решены на основе вероятностного подхода. Преимуществом данного подхода является то, что вероятность возникновения деформаций является важным индикатором состояния устойчивости борта карьера. В вероятностных расчетах входные параметры (исходные данные) и результаты рассматриваются как распределение вероятностей, а не как дискретные оценки устойчивости откосов, выполненные детерминированными способами.

В вероятностном подходе используются все величины физико-механических характеристик литологических разностей, слагающих откос борта карьера, и рассматриваются возможные сочетания влияний разных факторов. Результатами расчетов являются плотности распределения вероятностей значений коэффициента запаса устойчивости.

Детальный вероятностный расчет позволяет существенно повысить качество и достоверность анализа, оценить опасность деформаций бортов карьера.

Многолетняя практика применения вероятностных методов при расчете устойчивости уступов и бортов карьеров на зарубежных предприятиях позволила выработать определенные критерии оценки вероятности возникновения деформаций ($P_{обр}$). В работе [1] приведены допустимые пределы вероятности возникновения деформаций в различных геомеханических условиях. Ниже в таблице приведены основные геомеханические риски, которые могут возникнуть при различных конструктивных вариантах борта карьера в районе сближения со стволом шахты «Вентиляционная».

Возможные геомеханические риски	Расстояние сближения борта карьера со стволом, м				
	97	116	134	141	152
	Углы наклона откоса уступов, град.				
	78	80	82	83	84
Поверхности скольжения, соответствующие глобальному минимуму устойчивости борта, пересекают границы охранного целика ствола, что может повлечь деформации околоствольных массивов	+	+	-	-	-
Недопустимый уровень вероятности возникновения деформаций	-	-	-	-	+
Охранный целик и ствол находятся в зоне концентрации напряжений, сопоставимых с прочностью пород массива	-	-	+	-	+

Тем не менее, следует отметить, что вышеприведенные расчеты выполнены для условий, учитывающих в основном геометрические параметры борта. В процессе детального геомеханического исследования месторождения при выявлении негативных инженерно-

геологических факторов на последующих стадиях проектирования необходимо будет выполнить более полный анализ с уточнением расстояния сближения борта карьера со стволами шахт.

Кроме того, необходимо обратить внимание на то, что верхняя часть ствола и охранного целика находится в зоне действия растягивающих напряжений (таблица), в которой направление главных векторов напряжений свидетельствует о наличии потенциальных участков, на которых возможен процесс дополнительного трещинообразования и разрушения массива.

Необходимо отметить, что при таких предельных параметрах уступов и бортов в районе стволов существует серьезная опасность возникновения деформаций, в случае неподтверждения в меньшую сторону физико-механических свойств вмещающих пород. Методом снижения прочностных свойств (SSR) определено, что при уменьшении сцепления пород на 20 % и угла внутреннего трения на 15 % могут возникнуть оползни, механизм которых (на примере района шт. «Капитальная») изображен на рис. 2 и 3. Указанное выше изменение прочностных свойств, особенно в районе шт. «Вентиляционная», где присутствует окисленная зона, может быть обусловлено рядом выявленных в процессе детального геомеханического изучения месторождения негативных структурных, инженерно-геологических, гидрогеологических и др. особенностей массивов горных пород, слагающих приконтурные зоны, а также воздействием техногенных факторов (массовых взрывов как при открытых, так и подземных работах) в указанных районах.



Рисунок 2 - Результаты расчета устойчивости системы «борт карьера - ствол шт. «Капитальная» методом конечных элементов (угол откоса уступа - 84 град., угол откоса борта карьера - 58 град., ширина предохранительной бермы - 10 м)

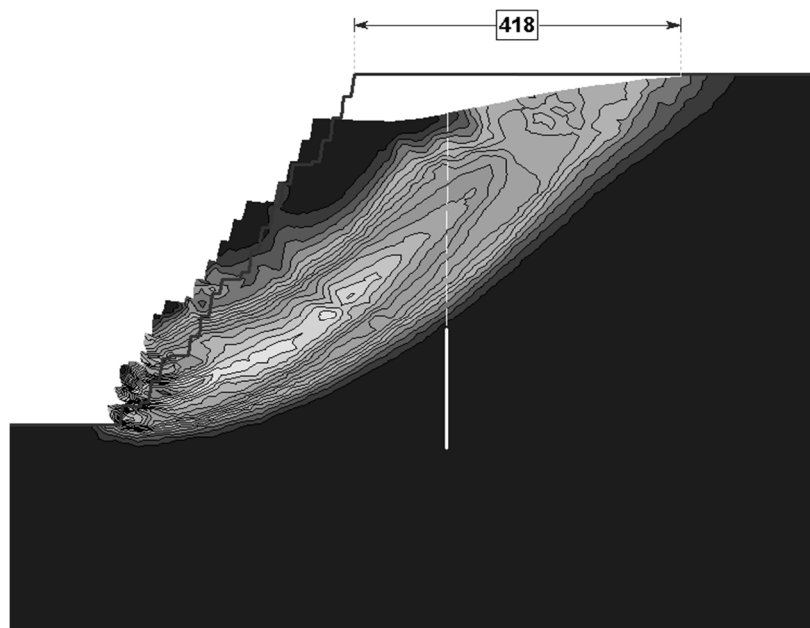


Рисунок 3 - Механизм возможных деформаций в районе ствола шт. «Капитальная» при снижении прочностных свойств приконтурных массивов ниже критического коэффициента безопасности

На основании вышеизложенного можно сделать следующие выводы:

1. Результаты расчетов устойчивости, выполненных в районах сближения бортов карьера и стволов шахт, на исходных геологических данных (имеющихся в настоящий момент), выявили область возможных изменений конструктивных параметров бортов и уступов с целью увеличения расстояния между указанными объектами. Для района шт. «Вентиляционная» допустимый расчетный угол наклона уступов составил 83 град. При ширине предохранительной бермы 10 м расстояние до ствола шахты будет увеличено до 141 м. Для района шахты «Капитальная» аналогичными расчетами определен допустимый угол наклона откосов уступов - 84 град. Соответственно расстояние до ствола шахты будет составлять 119 м. Такие конструкции бортов позволят уменьшить негативное влияние карьера на охранные целики стволов и промплощадки шахт.

2. Указанные параметры бортов близки к критическим, что подтверждено расчетами с использованием метода снижения прочностных свойств (SSR). Так при изменении (в сторону снижения) расчетного сцепления пород на 20% и угла внутреннего трения на 15% могут возникнуть деформации с весьма серьезными последствиями. Поэтому, несмотря на условия, продиктованные схемой вскрытия месторождения, при отстройке конечных контуров необходимо применять данные параметры на весьма ограниченных участках бортов.

3. С целью снижения геомеханического риска на данных участках карьера необходимо:

- в первоочередном порядке провести геомеханическое бурение и выполнить полный спектр лабораторных исследований структурных, прочностных свойств массивов пород, уточнить степень изменения их вследствие техногенного воздействия, изучить гидрогеологическую ситуацию;

- для выработки практических рекомендаций по конструкциям бортов на конечных контурах, в геомеханических зонах 1 и 4 существующего карьера, создать опытно-про-

мышленные участки, в проектах которых предусмотреть проведение необходимого цикла опытно-промышленных и экспериментальных работ по прогнозу и анализу геомеханического состояния приконтурных массивов.

Список литературы

1. Sullivan T.D. (2007). Hydromechanical coupling and pit slope movements. In Y. Potvin (ed.), Slope Stability 2007 - Proceedings of the 2007 International Symposium on Rock Slope Stability in Open Pit Mining and Civil Engineering, Perth, 12-14 September. 2007. - pp. 3-43.
2. Duncan J.M. State of the art: limit equilibrium and finite element analysis of slopes // Journal of Geotechnical Engineering. - 1996. - pp. 577-596.
3. Duncan J.M. The accuracy of equilibrium methods of slope stability analysis / J.M. Duncan, G. Wright // Engineering Geology. - vol. 16. - 1980. - pp. 5-17.

Получено 28.04.2014

УДК 622.27

Ж.Т. Нурсеитова, А.А. Ильясов, Ю.Н. Шапошник

Восточно-Казахстанский государственный технический университет им. Д. Серикбаева,
г. Усть-Каменогорск

**РАЗРАБОТКА РАЦИОНАЛЬНОЙ И БЕЗОПАСНОЙ ТЕХНОЛОГИИ ВЫЕМКИ ЗАПАСОВ РУД
СЕКИСОВСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ ПОДЗЕМНЫМ СПОСОБОМ**

Отработку золотосодержащих руд Секисовского месторождения предусматривается производить в Главном карьере до отметки +305 м открытым способом, а ниже отметки +305 м - подземным способом. Для отработки запасов руд Секисовского месторождения приняты следующие варианты систем разработки: с магазинированием руды, открытым очистным пространством и обрушением вмещающих пород. Однако отличительной особенностью месторождения являются сближенные рудные тела мощностью 1,5-2,5 м с расстоянием между ними промежутков вмещающих пород в пределах 3 - 5÷8 м и более. При отработке таких рудных тел вмещающие породы могут (в зависимости от их устойчивости) обрушаться, что может привести к повышенному разубоживанию отбиваемой руды.

С целью более полной выемки запасов золотосодержащих руд и с учетом приведенных выше особенностей залегания рудных тел нами для условий Секисовского месторождения предлагается технология отработки месторождения с частичной закладкой выработанного пространства твердеющими смесями, а также пустой породой от проходческих работ.

Для уменьшения объема закладки рудных тел мощностью $m = 1,5 - 3,0$ м предлагается использовать эффект самоподбучивания выработанного пространства самообрушенными вмещающими породами и затухание самообрушения по известной зависимости:

$$Q_{под} = \frac{m}{K_{po} - 1},$$

где $Q_{под}$ - объем самоподбученных самообрушенных пород, м³; m - мощность рудного тела, м; K_{po} - коэффициент остаточного разрыхления самообрушенных пород первой ста-

дии самообрушения, равный $K_{po} = 1,2$.

Ширина самообрушения (затухания) θ_3 при различной мощности может составлять от 7,5 до 15,0 м (табл. 1).

Таблица 1

Ширина самообрушения (затухания) при различной мощности рудных тел

m , м	1,5	2,0	2,5	3,0
θ_3 , м	7,5	10,0	12,5	15,0

Для выемки запасов высокоценных руд и запасов руд в предохранительных целиках для условий Секисовского месторождения возможно применение следующих систем разработки с закладкой выработанного пространства: система этажной (подэтажной) камерно-целиковой выемки с отбойкой руды из подэтажных штреков, система сплошной этажно-камерной выемки с отбойкой руды из подэтажных штреков (нисходящая выемка), система сплошной подэтажно-камерной выемки руды со скважинной отбойкой (восходящая выемка).

Нормативной прочностью закладочного массива считается такая прочность при одноосном сжатии, при которой возможно безопасное обнажение его горной выработкой заданных размеров в принятые проектом сроки ее стояния. Нормативную прочность закладочного массива определяют: по условию устойчивости вертикальных и горизонтальных обнажений закладочного массива; условию охраны поверхности и подземных горных выработок.

В условиях рассматриваемого месторождения крутопадающие рудные тела мощностью $m=1,5 - 15$ м отрабатывают камерными вариантами систем разработки с закладкой, где прочность закладочного массива определяется по величине горизонтальных и вертикальных обнажений.

При выемке крутопадающих рудных тел малой мощности горизонтальные обнажения имеют незначительную величину и основную роль выполняет прочность закладочного массива, определяемая по условию вертикального обнажения камеры.

При камерной выемке в нисходящем и восходящем порядке их отработки формируются два упрочненных закладочных массива: этажный несущий слой h_n в днище камер, являющийся искусственной кровлей при подработке закладочного массива ниже отрабатываемых камер, и упрочненный слой верхней части слоя h_y - для передвижения по нему погрузочно-доставочных машин.

Для камерных систем разработки, где очистные работы ведут без захода людей в выработанное пространство, коэффициент запаса принят равным 3. По рекомендациям межотраслевого научного центра ВНИМИ (научно-исследовательский институт горной геомеханики и маркшейдерского дела) нормативную прочность закладочного массива в несущем слое по условию устойчивости горизонтальных обнажений σ_n^c (МПа) рекомендуется определять по формуле

$$\sigma_n^c = 2,0 \cdot \gamma_3 \cdot l_3^2 (1 + K_n) / h_n,$$

где γ_3 - объемный вес закладочного массива, МН/м³, в расчетах принимается равным 0,02 МН/м³; l_3 - пролет подработки закладки, м; K_n - коэффициент пригрузки несущего

слоя вышележащей толщей закладочного массива, $K_n = 2,5 \div 3,0$; h_n - толщина несущего слоя, м.

Результаты расчетов нормативной прочности закладочного массива в несущем слое камеры приведены в табл. 2.

Таблица 2

Нормативная прочность закладочного массива в несущем слое σ_n^z , МПа

Максимальная толщина несущего слоя $h_n^{\max}$, м	Максимальный пролет подработки несущего слоя l , м		
	2,5 - 3,5	3,5 - 7,5	7,5 - 10
4,0 - 4,5	1,5 - 2,0	2,5 - 3,0	3,5 - 4,0

Нормативная прочность закладочного массива по условию прочности вертикальных обнажений $\sigma_{сж}^e$ при соотношении высоты и ширины обнажения закладочного массива, равном 1:2, рассчитывают по формуле ВНИМИ

$$\sigma_{сж}^e = [(E_3 \cdot \Delta h / h_3) + \gamma_3 \cdot h_3] \cdot K_3,$$

где E_3 - модуль упругости закладочного массива, $E_3 = 100 \div 350$ МПа; Δh - уменьшение высоты выработанного пространства у искусственной стенки очистной выработки при продвигании забоя на шаг закладки, принимается для $h_3 > 10$ м равным 0,02 м; h_3 - высота вертикального обнажения закладочного массива, м; K_3 - коэффициент запаса, $K_3 = 3$.

При величине h_3 значительно большей ширины обнажения можно применять формулу Митчелла

$$\sigma_{сж}^e = \frac{\gamma_3 \cdot h_3}{\lambda_3 + h_3 / e_3} \cdot K_3,$$

где h_3 и e_3 - высота и ширина закладочного массива, м.

Расчетные значения $\sigma_{сж}^e$ в зависимости от выемочной высоты h_3 применительно к принятым вариантам систем разработки представлены в табл. 3.

Нормативная прочность закладочного массива по условию устойчивости вертикального и горизонтального обнажений должна достигаться соответственно через 1 и 3 месяца. При этом относительная деформация закладочного массива должна составлять не более 2-3 %. При отработке рассматриваемого месторождения с преобладающей мощностью рудных тел $m = 2,0 \div 3,5$ м условия охраны поверхности, как показывает практика, будут соблюдаться при принятой расчетной нормативной прочности закладочных массивов в 1,0-1,5-годичном возрасте.

Таблица 3

Нормативная прочность закладочного массива по условию вертикального обнажения

h_3 , м	$\sigma_{сж}^e$, МПа
3,5 - 5	1,5
5 - 20	1,5 - 2,0

35 - 45	2,0 - 2,5
---------	-----------

Технология выемки запасов руд с закладкой выработанного пространства приводит к удорожанию добычи руды, однако дает возможность безопасной отработки месторождения и более полной выемки запасов золотосодержащих руд [3-5].

Годовой объем закладочных работ закладочного комплекса с учетом годового объема добычи руды, истинной плотности руды, поправочного коэффициента, учитывающего усадку закладки и ее потери [6], составит 185 тыс. м³. В зависимости от режима работы закладочного комплекса с учетом коэффициента использования оборудования [7] техническая (часовая) производительность закладочного комплекса составит около 35 м³/ч. Таким образом, при потребности в твердеющей закладке в объеме 185 тыс. м³ в год, техническая производительность закладочного комплекса должна составлять около 35 м³/ч.

Наиболее приемлемыми схемами приготовления и транспортирования закладочной смеси в шахту для рассматриваемых условий являются следующие:

- I вариант. Технология производства литой твердеющей закладочной смеси смешительным способом на основе цементного вяжущего с использованием в качестве заполнителя смеси дробленой горной массы и лежалых хвостов обогащения с самотечной доставкой закладочной смеси в выработанное пространство трубопроводным транспортом. Измельчение пустых пород до крупности 3-5 мм может осуществляться трехстадийным дроблением (щековая, конусная и роторная дробилки производства, например, компании «Metso»).

- II вариант. Приготовление пластичной закладочной смеси на поверхностной бетоно-растворосмесительной установке (БРСУ) производительностью около 20 м³/ч бетонной смеси на основе цементного вяжущего с использованием в качестве инертного заполнителя лежалых хвостов обогащения, транспортирование закладочной смеси в шахту горношахтным миксером и подачей смеси в пустоты отработанных камер по трубопроводу с помощью бетонного насоса.

Затраты на закладочные работы складываются из капитальных и эксплуатационных затрат. Капитальные затраты складываются из затрат на приобретение основного технологического оборудования (I и II варианты), а также строительство здания закладочного комплекса, бурение вертикальных скважин, проходки подходных выработок к вертикальному ставу трубопровода, камер приема закладочной смеси и аварийного сброса смеси (I вариант). Эксплуатационные затраты складываются из затрат на материалы, расходов по оплате труда ИТР и рабочих закладочного комплекса, электроэнергию, отопление, вентиляцию, сжатый воздух, водоснабжение и мероприятия по противопожарной защите.

II вариант ведения закладочных работ характеризуется повышенным расходом вяжущего, в данном случае дорогостоящего цемента (удельный расход цемента в зависимости от применяемых систем разработки и их параметров – 200÷230 кг/м³ при стоимости цемента М400 производства ОАО «Бухтарминская цементная компания» 150 долл. США/т).

Повышенный расход цемента при составах закладочной смеси с использованием в качестве инертного заполнителя только лежалых хвостов подтверждается лабораторными исследованиями по определению реологических и прочностных характеристик закладки для условий Секисовского месторождения.

Основные экономические показатели закладочных работ приведены в табл. 4, накопленные дисконтированные потоки денежных средств (в расчетах не учтена реализация продукции горнодобывающего предприятия) - на рис. 1, 2. Реализация проекта по строи-

тельству и эксплуатации закладочного комплекса условно принята на период три года.

Таблица 4

Основные экономические показатели закладочных работ по I и II вариантам

Технологическая схема закладочного комплекса	Капитальные затраты на приобретение основного технологического оборудования, тыс. долл. США	Эксплуатационные затраты на материалы, тыс. долл. США
I вариант	2 696	4 780
II вариант	1 108	5 576
Разница между I и II вариантами	+ 1 588	- 796
Σ разница между I и II	+ 792	

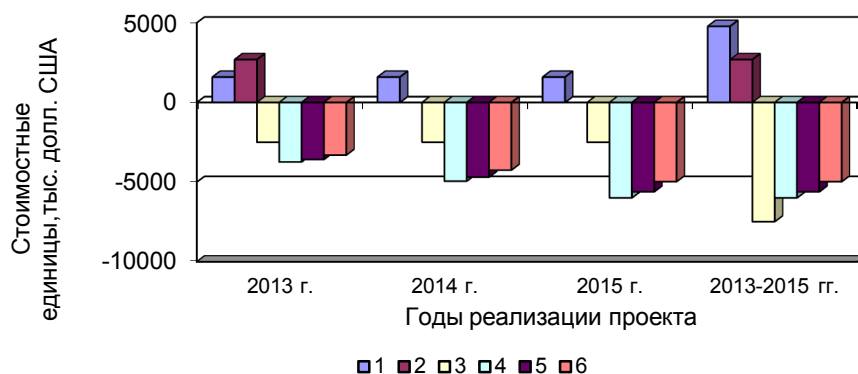


Рисунок 1 - Накопленный дисконтируемый поток денежных средств при I варианте закладочных работ: 1 - эксплуатационные затраты; 2 - капитальные затраты; 3 - чистая прибыль (убытки); 4, 5, 6 - накопленный дисконтированный поток денежных средств при ставке 0,15; 0,2; 0,3, тыс. долл. США

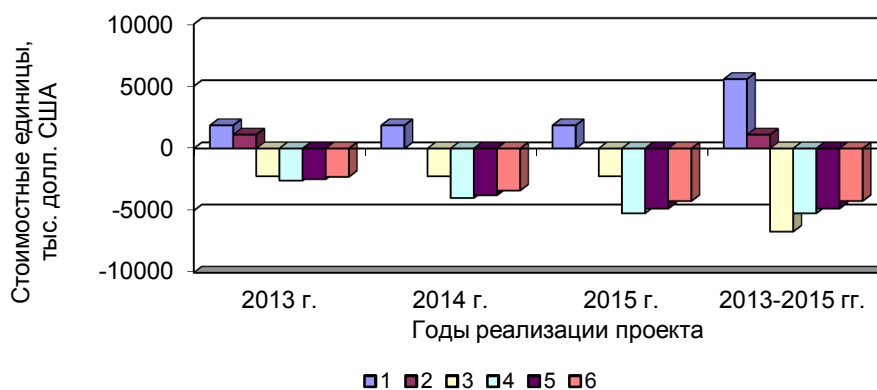


Рисунок 2 - Накопленный дисконтируемый поток денежных средств при II варианте закладочных работ: 1 - эксплуатационные затраты; 2 - капитальные затраты; 3 - чистая прибыль (убытки); 4, 5, 6 - накопленный дисконтированный поток денежных средств при ставке 0,15; 0,2; 0,3, тыс. долл. США

Сравнение двух вариантов показывает экономическую целесообразность варианта II при отработке месторождения на период три года, при этом значительно сокращаются

сроки строительства закладочного комплекса.

С целью снижения затрат на закладочные работы рекомендуется применение оборудования для приготовления ЗС фирмы «МЕКА» (Турция), например МВ-30WS или МЕКАМIX-20 производительностью 30 и 20 м³/ч. Транспортирование закладочной смеси в шахту возможно шахтными миксерами, подачу смеси в пустоты отработанных камер по трубопроводу - с помощью компактного прицепного насоса производства фирмы «Putzmeister».

В последующие годы для обеспечения добычи руды в заданных объемах авторами статьи предлагается изменить схему подачи закладочной смеси в шахту, а именно: с БСРУ транспортировать закладочную смесь в шахту не миксером, а подавать закладку с БРСУ на нижележащие горизонты по скважинам или восстающим и далее закладочную смесь развозить по горизонту миксерами с подачей смеси насосом по трубопроводу в пустоты отработанных камер (рис. 3).

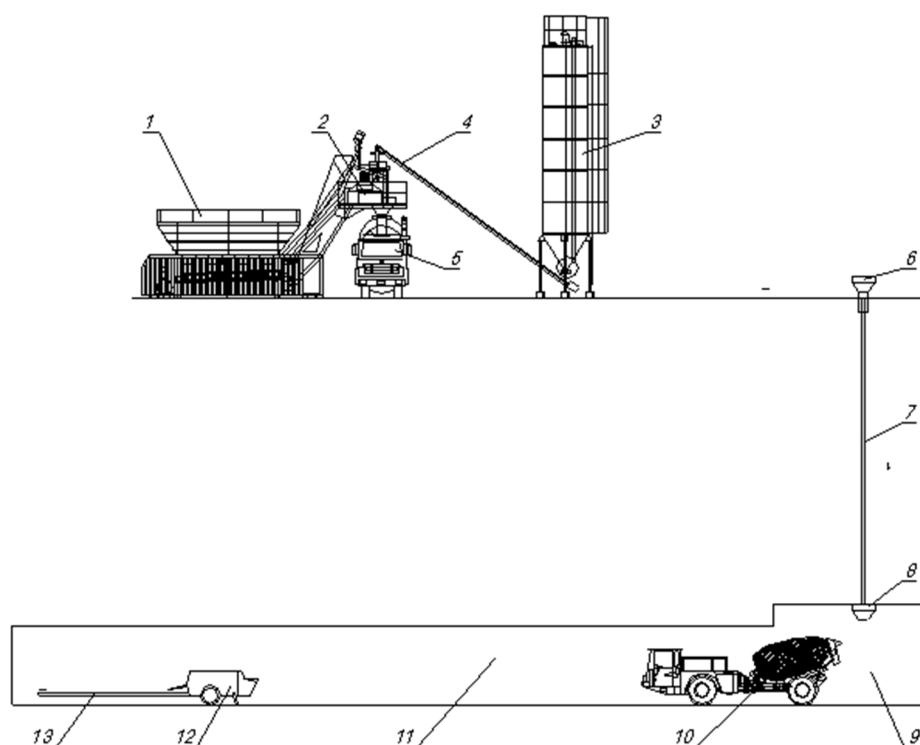


Рисунок 3 - Предлагаемая схема ведения закладочных работ: 1 - приемный бункер инертного заполнителя; 2 - смесительное отделение; 3 - силос цемента; 4 - шнековый питатель; 5 - миксер; 6, 8 - приемная воронка; 7 - вертикальный став бетоновода; 9 - камера приема закладочной смеси; 10 - шахтный миксер; 11 - доставочный штрек; 12 - бетононасос; 13 - закладочный трубопровод

Применение комбинированной закладки (формирование несущего слоя и слоя дозалива из твердеющей закладки, дозакладка из пустой породы от проходческих работ) позволит существенно снизить необходимые объемы закладочных работ - с 185 до 30 тыс. м³ в год.

Таким образом, для выемки запасов руд системами разработки с закладкой наиболее рациональной технологией производства закладочной смеси может являться смесительный способ с последующим транспортированием смеси в шахту самоходными миксерами с использованием в качестве заполнителя предварительно дробленной горной массы и от-

ходов обогащительного производства. Кроме того, нами разработана рациональная схема подачи закладки в шахту с поверхностных закладочных комплексов с помощью самоходных миксеров по скважинам или восстающим, при этом закладочная смесь принимается на нижележащих горизонтах и развозится по горизонту миксерами с подачей смеси насосом по трубопроводу в пустоты отработанных камер. При данной схеме значительно снижаются эксплуатационные затраты на транспортирование закладки в шахту, упрощается схема транспортирования горной массы и закладочной смеси по вскрывающим транспортным уклонам, уменьшаются затраты на проветривание рудника.

Список литературы

1. Временные правила охраны сооружений и природных объектов от вредного влияния подземных горных разработок месторождений руд цветных металлов с неизученным процессом сдвижения горных пород. – Л.: Науч.-исслед. инс-т горной геомеханики и маркшейдерского дела, 1986. – 76 с.
2. Руководство по определению нормативной прочности твердеющей закладки на рудниках цветной металлургии. – С-Пб.: Науч.-исслед. инс-т горной геомеханики и маркшейдерского дела, 1993. – 40 с.
3. Битимбаев М.Ж. Теория и практика закладочных работ при разработке месторождений полезных ископаемых: Учеб. / М.Ж. Битимбаев, Л.А. Крупник, Ю.Н. Шапошник. – Алматы: Ассоц. вузов Казахстана, 2012.
4. Krupnik L.A., Shaposhnik Yu.N., Shaposhnik S.N., Tursunbaeva A.K. Backfilling Technology in Kazakhstan Mines // Journal of Mining Science, Vol. 49, № 1, 2013.
5. Крупник Л.А. Формирование комбинированного закладочного массива с использованием породы от проходческих работ /Л.А. Крупник, Ю.Н. Шапошник, С.Н. Шапошник и др. // Промышленность Казахстана. – 2006. – № 1 (34).
6. Нормы технологического проектирования рудников цветной металлургии с подземным способом разработки / ВНТП 37-86. – М.: Минцветмет СССР, 1986.
7. Нормы технологического проектирования флотационных фабрик для руд цветных металлов / ВНТП 21-86. – М.: Минцветмет СССР, 1986.

Получено 22.04.2014

УДК 622.27

Д.А. Петров, А.Ж. Жумадилов, Ю.Н. Шапошник

Восточно-Казахстанский государственный технический университет им. Д. Серикбаева,
г. Усть-Каменогорск

ПУТИ ПОВЫШЕНИЯ БЕЗОПАСНОСТИ ГОРНЫХ РАБОТ ПРИ ВЫЕМКЕ ЗАПАСОВ РУД СУЗДАЛЬСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ ПОДЗЕМНЫМ СПОСОБОМ

Суздальское золоторудное месторождение расположено в районе, административно подчиненном г. Семей Восточно-Казахстанской области, в 55 км к юго-западу от г. Семей. Суздальское месторождение представлено тремя рудными зонами: 1-3, 2 и 4, размерами по простиранию 900, 800 и 600 м, глубиной оруденения 470, 300 и 320 м, соответственно. Рудная зона 4 удалена от рудных зон 1-3 и 2 на расстояние 900 м.

Рудные зоны 1-3 и 2 отработывают системами разработки с обрушением налегающих пород и закладкой выработанного пространства (запасы руд в предохранительных целиках) с применением на проходческих и очистных работах самоходного бурового и погрузочно-доставочного оборудования.

Погашение выработанного пространства при системах разработки с обрушением должно производиться принудительным обрушением вмещающих пород и заполнением выработанного пространства с помощью самоходного оборудования пустыми породами,

а также самозабуткой пустот. Объем пустот на руднике с каждым годом увеличивается, что ставит под угрозу наземные здания и сооружения и может привести к деформации контуров выработок, возможности их обрушения. Сохранение сложившегося положения с накопленными неконтролируемыми пустотами в зоне обрушения и охранных целиков чревато дальнейшим развитием обрушений со всеми вытекающими последствиями: ростом потерь и разубоживания руды, потерями пройденных и необходимых для дальнейшей работы горных выработок. Системы разработки рудных месторождений с обрушением обычно приводят к резкому обрушению земной поверхности, поэтому необходимо вести систематический контроль за состоянием земной поверхности и горных выработок [1].

С целью определения параметров процесса сдвижения земной поверхности и определения характера и величин сдвижений, деформаций толщи пород на Суздальском руднике авторами статьи в 2012 году был разработан «Проект наблюдательных станций (наземной и подземной)».

Государственными нормами, правилами, стандартами, действующими на территории Республики Казахстан [2], регламентировано проведение работ по выявлению склонности пород к горным ударам и мониторинга геомеханических процессов в массиве горных пород.

Как известно [3], метод дискования керна при определении удароопасности горных пород является базовым. Другие существующие и вновь вводимые методы, методики и критерии определения удароопасности [4, 5] сверяются на сходимость с результатами базового метода. С целью определения опасности горных пород по горным ударам на Суздальском руднике АО «ФИК “Алел”» постоянно проводятся исследования керна горных пород на удароопасность.

На основании накопленных данных по визуальным наблюдениям нами выявлен характер разрушения выработок, а именно: разрушения выработок локализованы в кровле в виде характерного шатрового свода. При этом зоны опорного давления могут образовываться за счет накопленных не заложенных пустой породой выработанных пространств.

Следует отметить, что до настоящего времени на руднике не проведены исследования по определению природного напряженного состояния массива, на основании которого возможен расчет горизонтальных тектонических напряжений, в том числе и значений коэффициента бокового давления в массиве. Известно достаточно много методик определения коэффициента бокового давления в массиве λ [6], значения которого приведены в таблице.

Значения коэффициента бокового давления в массиве λ

Автор	Формула	Значение
Динник А.Н., при $\mu=0,13 \div 0,25$ (рекомендуется использовать)	$\frac{\mu}{1-\mu}$	$0,13 \div 0,25$
Крупенников Г.А., при $\varphi=38 \div 58^\circ$	$\frac{1-\sin \varphi}{1+\sin \varphi}$	$0,08 \div 0,23$
Протодяконов М.М., Слесарев В.Д., СНИП II-44-78 при $\varphi=38 \div 58^\circ$	$\operatorname{tg}^2 \frac{90-\varphi}{2}$	$0,08 \div 0,23$
Ерофеев Н.П., Ерофеев Ю.Н.	$0,2 + \frac{H}{1250}$	для $H=100 \div 1000$ $\eta=0,28 \div 1,0$
Малахов Г.М.	$1 - 0,07 \exp\left(\frac{275 \cdot 10^4}{H^2}\right)$	$0,4 \div 0,9$

На основании проведенных исследований и выполненных расчетов выявлено, что гор-

ные выработки относятся к неопасным по горным ударам, так как уровень напряженности $\sigma_{гор} / \sigma_{сж}$ не превышает 0,8.

Не исключено, что наличие достаточно высоких значений горизонтальных напряжений может проявляться в связи с влиянием накопленных пустот.

Создание геомеханической модели массива (Data collection) по международным стандартам International Society for Rock Mechanics (ISRM) предусматривает [7]:

- сбор данных о деформационных и прочностных свойствах пород и руд;
- изучение трещиноватости массива в разных его частях (районах, участках, залежах, рудных зонах, горизонтах) и его нарушенности тектоническими разломами с выделением основных систем трещин (Joint Set), определением доминирующих углов и азимутов падения (Dip & Dip Direction), с определением интенсивности трещиноватости (Fracture Frequency), расстояний между трещинами (Spacing), длин трещин (Trace Length);
- определение рейтинговых оценок свойств и качества трещиноватого массива RQD и RMR для выбора рациональных типов и параметров крепления горных выработок.

Геомеханические модели массива необходимы, в частности, для определения допустимых параметров обнажения вмещающих пород в очистных выработках и условий их обрушения для выбора оптимальных вариантов технологии отработки и обоснования их рациональных параметров.

Допустимые обнажения выработанного пространства определялись по формуле В.Д. Слесарева или по формуле ВНИМИ на основании эквивалентного пролета обнажения, а также по показателю устойчивости Метьюза [8].

Для расчета напряжений в массиве горных пород было использовано программное обеспечение канадских разработчиков Phase 2. Программа Phase 2 позволяет рассчитывать состояние массива (напряжения и деформации) в окрестности подземных объектов. Одной из важных особенностей программы Phase 2 является возможность поэтапного расчета напряжений при последовательном подвигании забоя выработок, движении лавы и т.п. Рассчитывая очередную стадию, программа учитывает предысторию, т.е. результаты решения задачи на предыдущей стадии. Результаты компьютерного расчета с применением программного обеспечения Phase 2 по выявлению напряженного состояния массива горных пород на вертикальную проекцию рудной зоны 1-3 представлены на рис. 1.

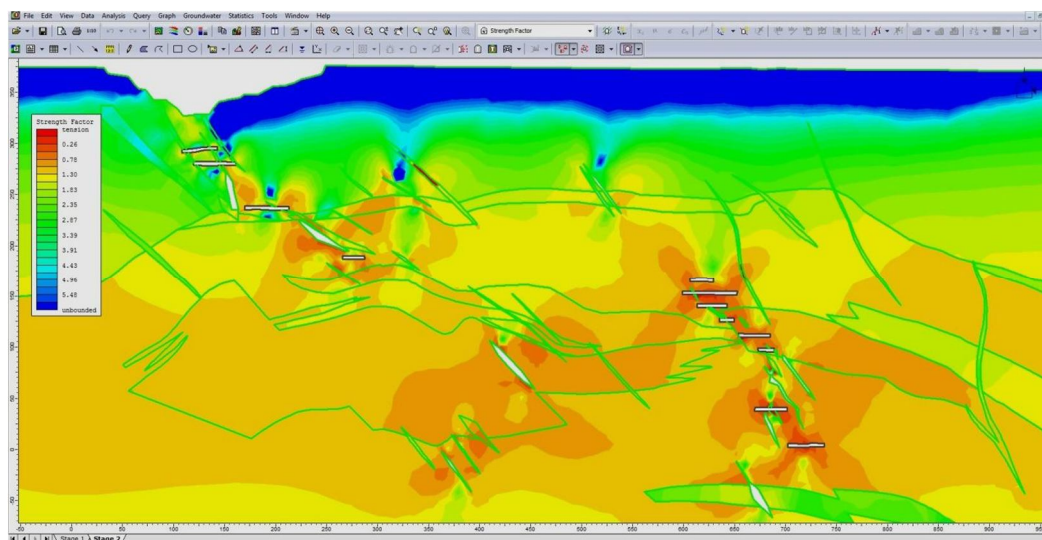


Рисунок 1 - Результаты моделирования напряженного состояния массива горных пород на вертикальную проекцию рудной зоны 1-3 в программе Phase 2 (Strenght Factor. Разрез 20, 2 стадия)

Съемка трещиноватости массива Суздальского месторождения проводилась линейным методом массовых замеров (Scanline Mapping). Инструментально (горным компасом и рулеткой) измерялись угол и азимут падения трещин (Dip & Dip Direction), длина следа трещин на поверхности горных выработок (Trace Length), расстояние по нормали до ближайшей трещины данной системы (Spacing). Обработка результатов съемки проведена с помощью программы Dips фирмы RocSciens. Сводная полярная диаграмма трещиноватости массива по данным замеров показана на рис. 2.

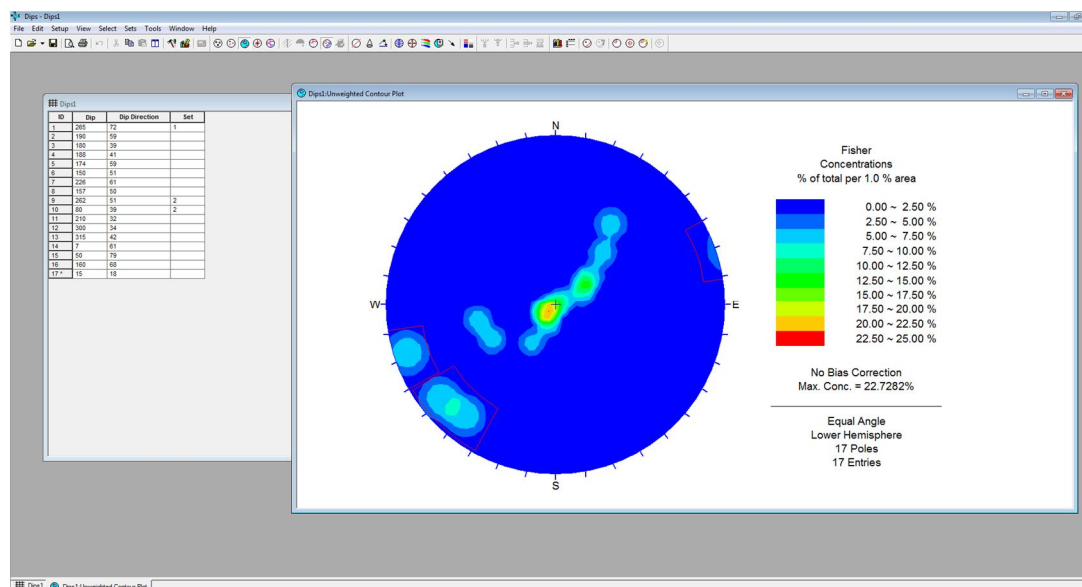


Рисунок 2 - Сводная полярная диаграмма трещиноватости массива по данным замеров в программе Dips фирмы RocSciens

По результатам моделирования в программной среде Phase 2 можно сделать вывод о том, что при отработке нижележащих горизонтов Суздальского месторождения наблюдается повышение концентрации напряжений вблизи отработанных рудных тел, что может привести к негативным последствиям (заколообразование, вывалы, обрушение).

Для обеспечения безопасности ведения горных работ на нижних горизонтах Суздальского месторождения необходимо производить комплекс мер по приведению массива в безопасное состояние.

По данным, которые удалось получить при проведении исследовательских работ на руднике, можно предположить, что на Суздальском месторождении имеются как минимум две системы трещин, а также одна беспорядочная система.

Для повседневного контроля в выработках с анкерной крепью для условий Суздальского рудника рекомендуется реперная станция двойной высоты. Реперные станции двойной высоты производства фирмы MINOVA дают визуальные показания отслоения кровли. Для визуального определения нагрузки на «головки» анкеров, которые применяются для крепления горных выработок, предлагается использование индикатора нагрузки

ступенчатого производства фирмы BWZ. Прогноз удароопасности и оценку напряженно-го состояния массива для условий Суздальского рудника рекомендуется осуществлять также акустическими и электромагнитными методами, не требующими больших затрат при производстве замера и использующими портативную аппаратуру.

Список литературы

1. Временные правила охраны сооружений и природных объектов от вредного влияния подземных горных разработок месторождений руд цветных металлов с неизученным процессом сдвижения горных пород. – Л.: Науч.-исслед. инс-т горной геомеханики и маркшейдерского дела, 1986. – 76 с.
2. Требования промышленной безопасности при ведении работ подземным способом (с изменениями и дополнениями по состоянию на 29.11.2011 г.) / Утверждены приказом Министра по чрезвычайным ситуациям Республики Казахстан от 25 июля 2008 г. – № 132.
3. Метод. указания по прогнозу степени удароопасности участков массива горных пород, руд и угля по разделению керна на диски и выходу буровой мелочи. – Л.: ВНИМИ, 1985.
4. Шкуратник В.Л. Методы определения напряженно-деформированного состояния массива горных пород / В.Л. Шкуратник, П.В. Николенко. – М: МГТУ, 2012.
5. Метод. указания по оценке склонности рудных и нерудных месторождений к горным ударам. – С-Пб.: СПб. гос. горный ун-т, 2011.
6. Перцовский А.К. Основы физики горных пород, геомеханики и управления состоянием массива / А.К. Перцовский, Г.А. Катков. – М.: Московский гос. открытый ун-т, 2004.
7. Макаров А.Б. Практическая геомеханика: Пособие для горных инженеров. – М.: Горная книга, 2006. – 391 с.
8. Крупник Л.А. Разработка безопасной технологии выемки запасов руд глубоких горизонтов Суздальского месторождения / Л.А. Крупник, Ю.Н. Шапошник, С.Н. Шапошник // Вестник ВКГТУ. – 2011. – № 3. – г. Усть-Каменогорск, 2011. – С. 3-9.

Получено 22.04.2014

UDC: 627.74

K.S. Turusbekov, N.V. Khon

D. Serikbayev East-Kazakhstan state technical university, Ust-Kamenogorsk city

DETERMINATION OF MAJOR COMPONENTS OF CUTTING FORCES IN SOIL TREATMENT

Cutting is one of the most common types of excavation and part workflows machines such as scrapers, graders, bulldozers, excavators. One of the least studied species is cutting dozer blade, though this kind of cutting occurs in the work of many types of machines. It has its own characteristics that must be considered when designing the working bodies, according to this principle.

When moving the cutter compactor array deform when the strength of the limit values, is the destruction of the structural relationships soil or plastic deformation, which leads to the cleavage of a volume of soil. Ceteris paribus soil cutting resistance is largely determined by the sliding surface in the process of separating the chips from soil mass. «Sliding surface which is separated from the solid material element, in each case has a shape corresponding to the direction of travel with the least resistance» [2]. Determination of stresses generated on the surface of the tool when working in an environment that is based on the limit equilibrium theory of granular medium. If balance is connected to the shear resistance of the medium is described by Coulomb's condition:

$$|\tau_n| = \sigma_n \tan \rho + c, \quad (1)$$

where, τ_n – limiting shear stress; σ_n – limiting normal stress; ρ – angle of internal friction of the soil; c – clutch medium.

Under the influence of the working body shift slip surfaces is carried out at a certain speed,

which requires the creation of an array of higher voltages, for their recording and verifying the calculated value is entered on the influence of the rate coefficient of grip, while the expression (1) takes the following form:

$$|\tau_n| = \sigma_n \tan \rho + K_v c, \quad (2)$$

where, $K_v=f(v)$ –coefficient of influence of shear rate on the clutch.

Soil shear is viscoplastic body, to analyze such rheological medium used rheological model Shvedova-Bingham is a parallel connection environment models Newton and Prandtl [2]. Viscoplastic flow equation of the body:

$$\tau_{max} = \sigma_n \tan \rho + c + \eta \varepsilon,$$

or

$$\tau_{max} = \sigma_n \tan \rho + c + \eta \frac{dv}{dl}, \quad (3)$$

where, η – plastic viscosity coefficient; $\varepsilon = d\varepsilon/dt$ – the relative velocity of the shear strain; dv/dl – velocity gradient in the shear layer thickness l .

Angle between the elementary areas on the surface of shear slip and normal stress at the sites σ_n a linear relationship, with each point in the array of soil characterized by its principal σ_1 and σ_2 , while $\sigma_1 > \sigma_2$. For each pad, inclined at an angle α to the main site of action of the first voltage:

$$\sigma_n = \sigma_1 \cos^2 \alpha + \sigma_2 \sin^2 \alpha; \quad (4)$$

$$\tau = (\sigma_1 - \sigma_2) - \sin \alpha \cos \alpha. \quad (5)$$

Principal stress σ_1 , σ_2 and greatest shear stress τ_{max} action the direction of the coordinate axes and are defined:

$$\sigma_1 = \frac{\sigma_z + \sigma_y}{2} + \frac{1}{2} \sqrt{(\sigma_z - \sigma_y)^2 + 4\tau_{zy}^2}; \quad (6)$$

$$\sigma_2 = \frac{\sigma_z + \sigma_y}{2} - \frac{1}{2} \sqrt{(\sigma_z - \sigma_y)^2 + 4\tau_{zy}^2}; \quad (7)$$

$$\tau_{max} = \frac{1}{2} \sqrt{(\sigma_z - \sigma_y)^2 + 4\tau_{zy}^2}. \quad (8)$$

Consider an active interaction with the shift in the progressive movement of the working body and the inclination angle $\pi/2 > \varphi$ where φ - angle of internal friction of the soil, i.e. when the compressed core is absent (Fig. 1). Figure 1 shows one working body established under the cutting angle α , and an array of soil, limited slip surface 2, the surface of the solid load is applied from the prism drawing. Resistance to movement of the working body can be determined by considering the equilibrium conditions of the prism of soil, limited-slip surfaces.

Force acting on the surface of the working body has normal N_1 and tangential component N_1^T :

$$N_1^T = N_1 \tan \rho + K_v \tan \rho p_1 S_1, \quad (9)$$

where, S_1 – surface area of the working body, m^2 ; K_v – factor, influence of speed on the performance of adhesive strength; p_1 – adhesive strength; ρ – angle of friction of soil on steel.

On the sliding surface normal N_2 and tangential component N_2^T , is defined by the formula:

$$N_2^T = N_2 \tan \varphi + K_v \tan \varphi c S_2 + \eta \frac{d\varepsilon}{dt} S_2, \quad (10)$$

where, S_2 – the area of the sliding surface, m^2 .

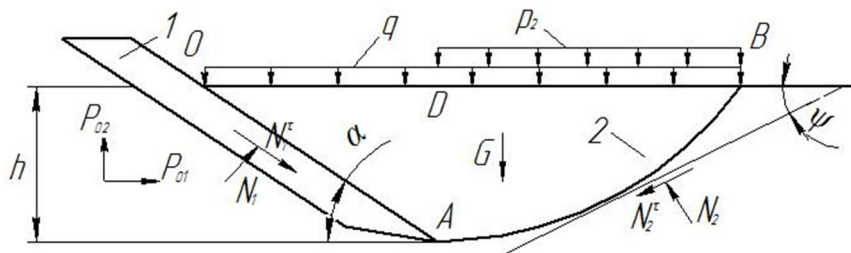


Figure 1– Model of active interaction with a shift without compacted core

A mathematical model of active interaction with a shift for the case under consideration, taking into account the soil properties and shear rate on slip surfaces consists of a system of equations of dynamic equilibrium [1]:

$$\begin{aligned} \sum X = N_1 \sin \alpha + (N_1 \tan \rho + K_{v1} \tan \rho p_1 S_1) \cos \alpha - N_2 \sin \psi - \\ - \left(N_2 \tan \varphi + K_v \tan \varphi c S_2 + \eta \frac{de}{dt} S_2 \right) \cos \psi = 0; \end{aligned} \quad (11)$$

or

$$\begin{aligned} \sum Y = N_1 \cos \alpha - (N_1 \tan \rho + K_{v1} \tan \rho p_1 S_1) \sin \alpha + N_2 \cos \psi - \\ - \left(N_2 \tan \varphi + K_v \tan \varphi c S_2 + \eta \frac{de}{dt} S_2 \right) \sin \psi - G - q S_3 - c S_4 = 0, \end{aligned}$$

where N_1 , N_2 – the power of normal pressure, respectively, on the frontal surface of the screed and on the sliding surface of the soil; α – angle (cutting) of the working body; ρ – angle of friction of soil on steel; ψ – angle of inclination of the tangent to the curve of sliding; φ – angle of internal friction of the soil; K_v, K_{v1} – factors influence the speed on the performance clutch and adhesion strength; p – adhesive strength; c – grip the ground; η – coefficient of viscosity; de/dt – strain rate; G – gravity of soil, limited slip planes; q – distributed load; S_1 , S_2 – square slip planes; S_3 , S_4 – area covered load and pressure connection.

To determine the value of N_1 first equation (11) is multiplied by $\cos(\psi + \varphi)$ second - to $\sin(\psi + \varphi)$, and add the following transformations we obtain:

$$\begin{aligned} N_1 = -K_{v1} p_1 S_1 \frac{\sin \rho \cos(\alpha + \psi + \varphi)}{\sin(\alpha + \rho + \psi + \varphi)} + K_v c S_2 \frac{\cos \rho \sin \varphi}{\sin(\alpha + \rho + \psi + \varphi)} + \\ + \eta \frac{de}{dt} S_2 \frac{\cos \rho \cos \varphi}{\sin(\alpha + \rho + \psi + \varphi)} + G \frac{\cos \rho \sin(\psi + \varphi)}{\sin(\alpha + \rho + \psi + \varphi)} + \\ + \eta \frac{de}{dt} S_2 \frac{\cos \rho \cos \varphi}{\sin(\alpha + \rho + \psi + \varphi)} + G \frac{\cos \rho \sin(\psi + \varphi)}{\sin(\alpha + \rho + \psi + \varphi)} + \\ + q S_3 \frac{\cos \varphi \sin(\psi + \varphi)}{\sin(\alpha + \rho + \psi + \varphi)} + c S_4 \frac{\cos \rho \sin(\psi + \varphi)}{\sin(\alpha + \rho + \psi + \varphi)}. \end{aligned} \quad (12)$$

Value N_2 a similar way, multiply the first equation by $-\cos(\alpha + \rho)$, and the second - by $\sin(\alpha + \rho)$, and the sum after conversion obtain:

$$\begin{aligned} N_2 = K_{v1} p_1 S_1 \frac{\cos \varphi \sin \rho}{\sin(\alpha + \rho + \psi + \varphi)} - K_v c S_2 \frac{\sin \varphi \cos(\alpha + \rho + \varphi)}{\sin(\alpha + \rho + \psi + \varphi)} - \\ - \eta \frac{de}{dt} S_2 \frac{\cos \varphi \cos(\alpha + \rho + \psi)}{\sin(\alpha + \rho + \psi + \varphi)} + G \frac{\cos \varphi \sin(\alpha + \rho)}{\sin(\alpha + \rho + \psi + \varphi)} + \\ + q S_3 \frac{\cos \varphi \sin(\alpha + \rho)}{\sin(\alpha + \rho + \psi + \varphi)} + c S_4 \frac{\cos \varphi \sin(\alpha + \rho)}{\sin(\alpha + \rho + \psi + \varphi)}. \end{aligned} \quad (13)$$

When cutting depth h , width b and the working body density of the soil material γ gravity G , limited slip planes, $G=b\gamma F_{OAB}$, where F_{OAB} – OAB area of the figure (see Fig. 2). Array size, limited slip surfaces, defined by the expression:

$$F = \frac{1}{2} \int_{\alpha}^{\beta} f^2(\theta) d\theta, \quad (14)$$

where f – slip curve equation; α – cutting angle; θ – polar angle between the cutting angle and the surface array.

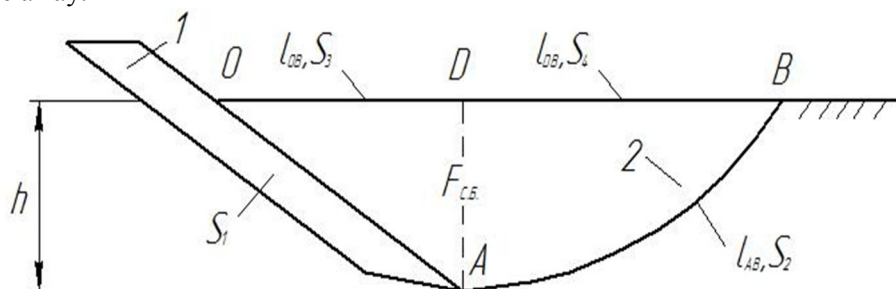


Figure 2 – Scheme to determine the geometric components of the sliding surfaces

For this case:

$$F = \frac{1}{2} \int_0^{\alpha} f^2(\theta) d\theta. \quad (15)$$

Then gravity of soil, limited slip planes:

$$G = \frac{b\gamma}{2} \int_0^{\alpha} f^2(\theta) d\theta. \quad (16)$$

The surface area of the slip on the surface tool:

$$S_1 = \frac{hb}{\sin \alpha}. \quad (17)$$

Area curved sliding surface S_2 in the array depends on the length of the ground portion of the curve, which is generally determined by the expression:

$$l_{AB} = \int_0^{\alpha} \sqrt{f^2(\theta) + (f'(\theta))^2} d\theta, \quad (18)$$

where f' – first derivative curve slip equal $df/d\theta$.

Then the area of the slip:

$$S_2 = b \cdot l_{AB}. \quad (19)$$

Area S_3 actions distributed load q is determined long plot OB at $\theta = \alpha$:

$$S_3 = b \cdot l_{OB}. \quad (20)$$

Area S_4 connected to a pressure (traction on the sliding surface) is determined by the long section DB , which is the difference plot OB and projection surface slip on the surface of the array:

$$S_2 = b \cdot l_{DB}. \quad (21)$$

Horizontal P_{01} and vertical P_{02} components of resistance movement of the working body is

defined as the sum of the projections forces N_1 and $N_1 \tan \rho + K_{v1} p_1 S_1 \tan \rho$ the corresponding direction:

$$\begin{aligned} P_{01} &= N_1 \frac{\sin(\alpha + \rho)}{\cos \rho} + K_{v1} p_1 S_1 \tan \rho \cos \alpha; \\ P_{02} &= N_1 \frac{\cos(\alpha + \rho)}{\cos \rho} - K_{v1} p_1 S_1 \tan \rho \cos \alpha. \end{aligned} \quad (22)$$

Substitute in expression (22) values N_1 , S_1 , S_2 , S_3 , S_4 and ψ , which allows the following appropriate transformations to obtain an expression quantifies emerging cutting force [1], transform and obtain:

– horizontal component of the P_{01} :

$$P_{01} = K_{v1} p_1 S_1 b h A_{11} + K_v c b h A_{12} + b h \eta A_{13} + b h^2 \gamma A_{14} + q b h A_{15} + c b h A_{16}, \quad (23)$$

– vertical component of the P_{02} :

$$P_{02} = K_{v1} p_1 S_1 b h a_{11} + K_v c b h a_{12} + b h \eta \frac{d\varepsilon}{dt} a_{13} + b h^2 \gamma a_{14} + q b h a_{15} + c b h a_{16}, \quad (24)$$

where analytical coefficients $A_{11}-A_{16}, a_{11}-a_{16} = f(\alpha, \rho, \varphi, \psi)$.

The physical and mechanical properties of soils depend on the status and conditions of interaction with the working bodies. Depending on changes in indicators of soil properties considered in detail in [3, 5, 6], and their values is recommended to determine the established multivariate dependencies.

Established [4] that the dominant role occupied by such components as the depth and width of cut, and cutting soil resistivity, while in the proposed accounting dependencies internal processes occurring in the system "working body-environment", unused, in turn, does not reflect full physical picture of the digging.

Thus, the resistance of the soil cutting should be considered as the process of separating dirt chip, resulting in the development of complex stress state in the ground, and overcoming various combinations of soil resistance in different parts of the fracture before the knife, depending on the physical and mechanical properties of the soil and is a function of its coupling external and internal friction as well as adhesive strength, the force of gravity drawing prism and strain rate.

Developed a mathematical model to determine the established multivariate dependencies change forces normal and tangential pressure in the interaction of the system "working body – soil", taking into account: the geometric parameters of the working body, the physical and mechanical properties of the soil, loading rate, the gravity of soil bounded by the planes sliding and distributed over the surface of the array load.

Bibliography

1. Болдин А.П. Основы научных исследований и УНИРС: Учеб. пособие. 2-е изд., перераб. и дополн. / А.П. Болдин, В.А. Максимов. – М., 2002. – 276 с.
2. Баловнев В.И. Дорожно-строительные машины и комплексы: Учеб. для вузов по дисциплине «Дорожные машины» для специальностей 170900, 230100, 150600 / В.И. Баловнев и др. – М.; Омск: Изд-во СибАДИ, 2001. – 528 с.
3. Заднепровский Р.П. Многофакторный анализ адгезии грунтов при их взаимодействии с рабочими органами землеройных машин // Строительство и архитектура. – 1976. – № 7.
4. Зеленин А.Н. Машины для земляных работ / А.Н. Зеленин, В.И. Баловнев, И.П. Киров. – М.: Машиностроение, 1975. – 427 с.
5. Казарновский В.Д. Оценка сдвигоустойчивости связных фунтов в дорожном строительстве

- стве: теоретические основы и практические методы. – М.: Транспорт, 1985. – 168 с.
6. Швец Н.С. Определение строительных свойств грунтов: Справ. пособие / Н.С. Швец, В.Б. Швец, В.В. Душников. – Киев: Будивельник, 1981. – 104 с.

Получено 22.05.2014

ӘОЖ 622.831.322

Н. Хуанған, Т.К. Исабек, В.Ф. Демин

Қарағанды мемлекеттік техникалық университеті, Қарағанды қ.

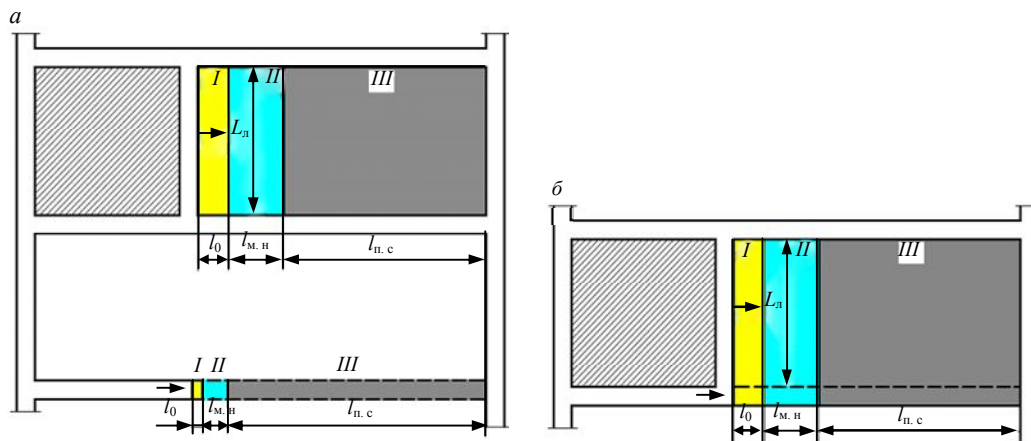
Р.Р. Ходжаев

ТОО «Научно-инженерный центр «ГеоМарк», Қарағанды қ.

**ЛАҚТЫРЫСҚА ҚАУІПТІ КӨМІР ТАҚТАЛАРЫНДАҒЫ ТАЗАЛАУ ЖӘНЕ ДАЯРЛАУ ЖҰМЫСТАРЫН
ЖҮРГІЗУ ТЕХНОЛОГИЯСЫ**

Тазалау мен даярлау қазбаларындағы көмір сілемінде кернеулердің таралу сипаты бір-бірінен ажыратылады. Егер тазалау қазбасы үшін кейбір қашықтықта кернеудің жоғары мәнді аймағы қалыптасса, ал даярлау қазбасы үшін осындай аймақ айтарлықтай болуы мүмкін, немесе тіптен байқалмауы да ықтимал. Кенжардың шеткі бөлігіне жақын жерде даярлау қазбасы үшін кернеулер, тазалау қазбасына қарағанда, әдетте жоғары мәнге ие болып келеді. Тазалау қазбалары үшін тау-кен жұмыстарын жүргізген кезде көмірдің анағұрлым серпімді потенциалды энергиясының қоры кенжар маңайында босатыла түседі, немесе одан әрі қарай қашықтағы аймақта жүзеге асырылады, ал тазалау қазбасы үшін, негізінде, кернеулердің жоғары мәнге ие болатын аймағында жүзеге асырылады. Даярлау қазбасында кенеттен лақтырыстың пайда болуы кенжардың шеткі бөлігінен басталады және сілемнің бойымен тереңдетіле таратылады [1, 2]. Бұл ерекшелік тазалау қазбасымен салыстырғанда, даярлау қазбасында кенеттен лақтырыстың байқалу ықтималдығы жоғары екендігімен түсіндіріледі.

Тазалау және даярлау кенжарларының алдыңғы бөлігінде кернеу-деформация жағдайы бойынша тең емес болып келетін, бірақ көмір мен газдың (1-сурет) кенеттен лақтырысының пайда болуының ықтималдығы бойынша айқын көрінетін үш аймақ қалыптасады [1]. Бірінші аймақ (I) - бос емес көмір газының сығылған және айырылған аймағын бейнелейді, ондағы кернеулер нөлге тең болып саналады. Екінші аймақ (II) – шекті жағдай аймағы деп аталады, яғни бұл аймақ сығылмаған көмірдің аймағы болып табылады және үшінші аймақ (III) – бастапқы кернеулер аймағы. Сығылған көмір аймағында көмірді алу газдинамикалық құбылысқа қатысты неғұрлым қауіпсіз болып табылады. Бұл аймақтың шамасын анықтау, тақтаны алу технологиясының дұрыс таңдауына ықпалын тигізеді.



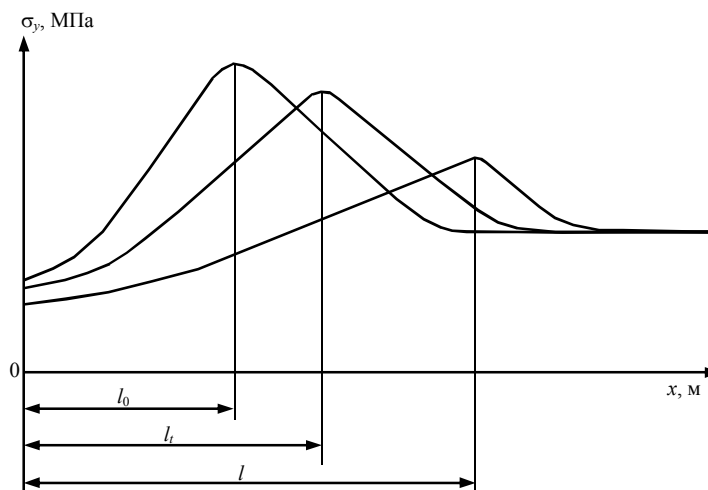
1-сурет - Қазу жүйелері: а – алдын ала даярлау қазбасын жүргізбегенде;

б – алдын ала даярлау қазбасын жүргізгенде (бағаналы қазу жүйесі)

Бұл кезде көмірді қауіпсіз түрде алу үшін, тазалау кенжарында жоңғы құрылғылары көмегімен немесе тар алымды комбайндарды қолданған дұрыс, сонымен қатар тау-кен қазбаларын өту комбайндары арқылы жүргізу де көмірді алудың бірден-бір қауіпсіз жолы болып табылады. Дегенмен тәжірибеде бұл жағдайларда лақтырыстар байқалды, кенжар жылжуы 0,2-0,7 м шамасына тең болса да, лақтырыстар аса қауіпті болып табылған.

Кенжар жылжуы көмірдің толық түрде сығылуы қалыптасқанға дейінгі жылдамдықтан аз болса, газдинамикалық құбылыстың пайда болуынан құтылудың бірден-бір жолы болып табылады. Бөлшектеген кернеулі көмірді шекті жағдайдағы аймақта уату - кернеулердің шекті мәндерге дейін артуына әсерін тигізеді, бұл құбылыс кенеттен лақтырыстың болуына әкеп соқтырады. Сондықтан да тазалау кенжарында көмір мен газдың лақтырысының болу ықтималдығын төмендететін қолайлы жағдайдың бірі – тар алымды комбайндармен біржақты сұлба бойынша көмірді алу, себебі бұл жағдайда көмірдің үлкен сығылу аймақтары қалыптасады [3].

Көмір сілемінің шеткі бөлігіндегі (кенжар маңында) тақтаның лақтырысқа қауіптілігі тау-кен қазбасының айналасындағы кернеудің таралуына айтарлықтай әсер етеді және тірек тау-кен қысымының байқалуына да ықпалын тигізеді. Газдинамикалық құбылыстардың, оның ішінде тау-кен соққысы мен кенеттен лақтырыстың пайда болу қауіптілігі максималды кернеудің кенжар жиегіне жақындасуы артқан кезде болатыны мәлім. 2-суретте кенжар алдындағы максималды кернеулердің уақытқа қатысты орын ауыстыруы көрсетілген [2], мұндағы l_0 – бастапқы уақыт моментінде (кенжардың кезекті жылжуынан кейін) кенжардың максимум тірек қысымына дейінгі арақашықтық; l – бекітілген құбылыстан кейінгі шама (қарастырылатын реологиялық үрдісті бітіргеннен кейін); l_t – t уақыт моментінің кенжар тоқтағаннан кейінгі уақыт моменті.



2 – сурет - Массив тереңіндегі шекті кернеудің сұлбасы

Тірек қысымы [2] аймағының шамашарттарын (параметрлерін) зерттеушілер тау-кен қазбасының алдыңғы тоқтатылған және жылжушы кенжарларында максималды кернеулердің байқалу ерекшелігін анықтады:

- уақыт өткен сайын, кенжар тоқтағаннан кейін, сілемде максималды кернеулердің бірыңғай жылжуы қалыптасады және онымен бір уақытта тірек қысымы аймағында кернеу шоғырының коэффициенті төмендеуі байқалады;

- жылжып келе жатқан тазалау кенжарының алдыңғы бөлігіндегі кернеудің таралуы кенжардың жылжу жылдамдығына байланысты: қазбаны жүргізу жылдамдығы артқан сайын, тірек қысымы қазбаға жақындай түседі, ал жылдамдық азайған сайын, керісінше, қысым сілем тереңдігіне қарай жылжи түседі.

Бұл ерекшеліктер келесі қорытындыға келуге мүмкіндік береді. Сонымен, қазбаны жүргізуде жылдамдықтың төмендеуі кенеттен лақтырыстың байқалу ықтималдығын төмендетуге ықпал етеді, сондықтан да бұл жағдайды тазалау мен даярлау жұмыстары кезінде орындау қауіпсіздікті әлдеқайда арттыратынын көреміз. Даярлау қазбаларды оқшауланған түрде жүргізуде кенжардың жылжу жылдамдығы оған қатысты жоғары мәнмен сипатталады, бұл жағдай кенеттен лақтырыстың қалыптасуына қатысты қауіпті болып есептеледі. Ол жайлы Қарағанды бассейніндегі жерастында тақталарды өндіру тәжірибесі куәландырады.

Шекті кернеулі жағдайы шамасының өзгеруі уақыт жағдайына байланысты [2]

$$l_t = l - (l - l_0) \exp(-\alpha t),$$

мұндағы α – реологиялық шамашарт. l_0 және α шамалары тақта қасиеттеріне байланысты. Бұдан ертерек зерттеулер көрсеткендей, тірек қысымы аймағындағы кернеу шоғырының коэффициенті және шекті кернеулі жағдайы шамасының арасында мынадай тәуелділік орнатылады:

$$K_k = 2,5[m/(2l_t)]^{1/2},$$

мұндағы m – көмір тақтасының қуаты, м.

Жүргізілген зерттеулер нәтижесінде, кенжардың жылжу жылдамдығының V_n кенжаралды аймағындағы шекті кернеулі аймақтың ұзындық шамасына l^* әсерінің сипаты келесідей анықталатыны бекітілді:

$$l^* = l - V_n/\alpha. \quad (1)$$

(1) теңдеуде көрсетілгендей, α реологиялық шамашарттың артуымен, кенжарға дейінгі арақашықтықтан максимум тірек қысымына дейінгі арақашықтық өседі, яғни бұл шамашарттың үлкен мәнінде қазбаны жүргізу жылдамдығының артуы ықтимал, немесе кенжардың жылжу жылдамдығы кенеттен лақтырыстың қалыптасу ықтималдығының артауымен сипатталады. Бұл шамашарт кенжардағы нақты уақытта орындалатын, сонымен қатар лақтырысқа қарсы жүргізілетін шаралардың түріне қарай болатын технологиялық үрдістердің сипатына тікелей байланысты болып келеді. α шамашартының өсуіне көмір сілемінің алдын ала ылғалдануы кезінде, тақтаның алдын ала дегазациясы жүргізілген кезде және басқа да лақтырысқа қарсы шаралар арқылы қол жеткізуге болады. Бұл шамашарт алуан түрлі лақтырысқа қарсы шараларды қолдана отырып, көмір тақтасының реологиялық қасиеттерінің өзгеруіне байланысты, кенжар маңы аймағындағы тақтаның лақтырысқа қауіптілігін ескеруге көмектеседі.

Егер бір алу учаскесінде тазалау және даярлау жұмыстарын қатар жүргізетін болсақ, онда технологиялық циклдің көбеюі салдарынан және тазалау мен даярлау кенжарының біріккен жиегінде жылжу жылдамдығының аз шамаға азаюы көмір мен газдың кенеттен лақтырысының болмауына мүмкіндік туғызады.

Жекешеленген, яғни тазалау кенжарынан оқшауланған кезде, Қарағанды бассейні шактыларында даярлау тақталық қазбаларын жүргізгенде (мысалға, қимасы $14,4 \text{ м}^2$ болатын), ГПКС комбайнының өту жылдамдығы 10-15 м/тәулік шамасын құрайды. Онда тазалау кенжарының сол тақта бойымен тәуліктік жылжуы 3000 т/тәулік өндірілімі кезінде 5,6 м/тәулік шамасын құрайтынын көреміз.

Алдын ала даярлау қазбаларын жүргізбей жасалатын, тақта өндірісінің бұл жүйесінде (1,а-сурет), әдетте бағаналы жүйемен салыстырғанда (1,б-сурет), жалпы кенжардың лавамен даярлау қазбасын өтуге мүмкіндік туады. Тақтаны алудың бір технологиялық циклінің уақыты $T_{ц}$, бұл жағдайда, екі негізгі технологиялық үрдістердің қосындысымен айқындалады: тазалау кенжарында көмірді алу $T_{оз}$ және тазалау кенжарының соңғы бөлігінде даярлау қазбасының жиек шегінде көмірді алу $T_{нв}$:

$$T_{ц} = T_{оз} + T_{нв}.$$

Бұл технологияда, екі үрдіс те түрлі уақыт пен кеңістікте жеке-жеке орындалатын дәстүрлі технологияға қарағанда, тазалау кенжарында, әсіресе даярлау қазбасының кенжарында толық сығылған аймақты қалыптастыру шарты анағұрлым қолайлы болып табылатыны анық. Тақтаны алудың бір технологиялық циклінің жалпы уақытының 70-80 % шамасын құрайтын $T_{оз}$ уақыты ішінде даярлау қазбасының жиек бойынша соңғы бөлігі, басқа тазалау кенжарындағы кез келген нүктесіндегі қалған бөліктері секілді, сығылу аймағының қалыптасуы үшін жеткілікті уақытпен қамтамасыз етіледі, бұл жағдай келесі циклдің $2B_k$ (мұндағы B_k – көмірдің бір бағанасын алу ені, немесе комбайн алымының ені, ол 0,63 м шамасына тең) тереңдігіне қарай келесі циклді қауіпсіз алуға мүмкіндік туғызады. Егер дәстүрлі технологиямен салыстырсақ, онда $T_{нв}$ уақытының жылжу жылдамдығының арқасында, ұсынылып отырған технология бойынша, 2-3 есе артады, ал қазба кенжарының геомеханикалық жағдайы тазалау кенжарының геомеханикасымен тұспа-тұс сәйкес келеді, оның нәтижесінде кенеттен лақтырыстың пайда болуы іс жүзінде мүлдем байқалмайды.

ВостГЗИ тәжірибелік зерттемелерінде қазбаны өтудің жұмысшы жылдамдығының қазба алдындағы қысымның таралу сипатына тәуелділігі графикалық түрде алынды [4]. Бұл берілгендерге сүйенсек, өту жылдамдығы үлкен қазбаларда кенжар алдындағы газ қысымының айтарлықтай үлкен шамасы тән. Қазбаны жүргізудің жылдамдығы азайған сайын, газ қысымы төмендей түседі. Сонымен, қазбаны жүргізу жылдамдығы $V=2,5 \text{ м/сғ}$

арақашықтығы $B=1,0$ м кенжар алдында газ қысымы P 0,3 МПа шамасын құрайды, арақашықтығы $B=2,0$ м газ қысымы лезде жоғарылай түседі және 0,9 МПа шамасын құрайды, $B=3$; 4 және 5 м арақашықтығында қысым қарқынды түрде өзгереді, сәйкесінше $P=1,05$; 1,07 және 1,10 МПа шамасына тең. Қазбаны $V = 0,5$ м/сағ жылжытқан кезде $B=1$; 2; 3; 4 және 5 м арақашықтықтағы кенжардың алдындағы қысым сәйкесінше $P = 0,29$; 0,40; 0,79; 0,86 және 0,90 МПа тең. 1,0 м-ден 2,0 м-ге дейінге кенжар арақашықтығында қысымның артуы гипербола заңына сәйкес өте қарқынды түрде өтетінін айтып кеткен жөн.

ҚарғЗИБП зерттеулері бекіткендей, лақтырыс қауіпін арттырмай қазба жүргізудің орташа қарқынының жоғарылауына қазбаны өту жұмысшы жылдамдығын төмендетіп және кенжардың жылжуына тікелей қатысы бар жұмыс ұзақтығын арттыру арқылы қол жеткізуге болады. Бұл шарттарға көмірді алудың шектелген жылдамдығы бар механизирленген комбайндық әдісі жауап береді. Әсіресе бұл механизирленген алуда кенжарды өңдеу барлық қима бойынша жүргізілсе қолайлы болады. [5]. Зерттеу барысында көмірдің $f = \leq 3$ беріктік коэффициенті кезінде, Қарағанды бассейні жағдайында қазбаны жүргізу жылдамдығы 0,5 м/сағ шамадан аспауы тиіс екеніне көз жеткізілді. Егер бұл шамадан асып түссе, онда қазбада аса газдалған жағдайлар жиі туындайды, ол мүмкін болатын газдинамикалық құбылыстардың пайда болуына әкеп соқтырады.

Қазбаны жүргізу жылдамдығын ескере отырып, берілген тау-кен-геологиялық жағдайларда қазбаның тәуліктік жылжуын анықтауға болады. Айтқан тұжырымдарды ескеріп және нәтижелерге сүйенсек [5], құмтастармен сипатталған жыныстардағы кенжардың жылжуы 1,4 м/сағ кем болмауы тиіс, ал лақтырысқа қауіпті, көмірдің жұмсақ бөлігінде кенжардың жылжуы 0,5 м/сағ шамасынан артпауы тиіс, берілген шарттар үшін қазбаны жүргізудің (жылжудың) қауіпсіз жылдамдығын $V = 0,5$ м/сағ деп қабылдаймыз. Осы жылдамдықта қазба жүргізу және тазалау кенжарының бірыңғай жұмыс істеуі кезінде 12 м ұзындықтағы аралас қазбаларды өту қамтамасыз етілуі мүмкін. Бұл шама тақтаның лақтырысқа қауіптілігі жағынан рұқсат етілген болып саналады, сонымен қатар алынған шама лавадағы көмірді алу кезінде қазбаның жылжуы тазалау кенжарымен бірге 10-15 циклде орындалуына мүмкіндік береді. Тіпті аса қолайлы жағдайда жұмыс істейтін, жоғары өндірілімді тазалау кенжары үшін де бұл аса үлкен шамадағы жүктеме болып саналады. Кенеттен лақтырысқа қауіпті көмір тақталарын өндірген кезде тазалау кенжары жұмысының белгілі бір шарттарына байланысты, бұл шаманың үштен бір бөлігі де, немесе екі есе аз шамасы да жеткілікті.

$$A_{\text{сут}} = A_{\text{ц}} n_{\text{ц}} = L m_{\text{в}} B n_{\text{ц}} \gamma,$$

мұндағы $A_{\text{сут}}$ – тазалау кенжарының тәуліктік өндірілімі, т/тәу; $A_{\text{ц}}$ – бір жиектен алынатын көмір өндірілімі; $n_{\text{ц}}$ – лавадағы көмірді алудың цикл саны; L – тазалау кенжарының ұзындығы, м; $m_{\text{в}}$ – тақтаның алынатын қуаты, м; B – тазалау кенжарындағы көмір жиегінің алынатын ені (тазалау комбайны қармауышының ені), м; γ – көмірдің көлемдік салмағы, т/м³.

Көмірді алу циклінің саны, әрине, лақтырысқа қауіпті шарттарға сәйкес рұқсат етілген цикл санынан аспауы тиіс (берілген жағдайда цикл саны 19 шамасын құрайды):

$$n_{\text{ц}} = (T_{\text{см}} - t_{\text{п.з.о}}) n_{\text{см}} T_{\text{ц}},$$

мұндағы $T_{\text{см}}$ – лавадағы өндірілім ауысымының ұзақтығы; $t_{\text{п.з.о}}$ – тазалау кенжарындағы даярлау-қорытынды операцияларға арналған уақыт, мин; $n_{\text{см}}$ – өндірілім ауысымының саны; $T_{\text{ц}}$ – тазалау кенжарындағы технологиялық циклдің ұзақтығы, мин; $T_{\text{ц}} = t_{\text{в.у}} + t_{\text{о.з.в}} + t_{\text{к.о}} + t_{\text{всп}}$, мұндағы $t_{\text{в.у}}$ – тазалау кенжарындағы көмірді комбайнмен алу уақыты, мин; $t_{\text{о.з.в}}$ – даярлау қазбасындағы кенжарды дайындау уақыты, мин; $t_{\text{к.о}}$ – соңғы операцияларға кететін уақыт шығыны, ол 15-20 мин деп қабылданады (берілген жағдайда бұл операциялар лаваның соңында лавадағы желдеткіш қуақазының маңайында жүргізіледі); $t_{\text{всп}}$ – қосалқы операцияларға жұмсалатын уақыт, мин.

Кенеттен лақтырыспен байланысты тазалау және даярлау жұмыстарының негізгі технологиялық шамашарттары ретінде тақтаның кенжар маңы бөлігіндегі алу тереңдігі шамасын B_k , м (комбайн бұрышындағы алынатын жиектің ені) және қорғаныш сілемінің шамасын l_m , м (кенжарды озып кетуден төмендететін шама) қабылдауға болады. Онда тазалау және даярлау кенжарлары үшін қауіпсіз жұмысын қамтамасыз ететін келесі тәуелділік сақталуы тиіс:

$$nB_k < l_{6.3},$$

мұндағы n – тәуліктегі жиектерді алу саны (алу циклдерінің саны); $l_{6.3}$ – бір ауысымда немесе бір тәулікте қалыптасатын, кенеттен лақтырыстан қауіпсіз аймақтың шамасы, м. Қауіпсіз аймақтың шамасы $l_{от}$ сығу аймағының шамасымен және кенжарда сілем тереңінен шығатын көмір мен газдың болуы мүмкін лақтырысының алдын алатын қорғаныш сілемінің шамасымен сипатталады.

Әдебиеттер тізімі

1. К проблеме внезапных выбросов угля и газа при очистных и подготовительных работах / Т.К. Исабек и др. // Инновационная роль науки в подготовке современных технических кадров: Материалы Междунар. науч.-практ. конф., посвящ. памяти А.С. Сагинова, 25-26 дек. 2008 ж. – Караганда: КарГТУ, 2008. – 65-69 с.
2. Чернов О.И. Прогноз внезапных выбросов угля и газа / О.И. Чернов, В.Н. Пузырев. – М.: Недра, 1979. – 296 с.
3. Волошин Н.Е. Внезапные выбросы и способы борьбы с ними в угольных шахтах. – Киев: Техника, 1985. – 127 с.
4. Липаев Ю.А. О применении метода гидравлических аналогий к решению задач фильтрации газа в угольном пласте // Проблемы рудничной аэрологии. – М.: Недра, 1995. – 287 с.
5. Абдрахманов Б.А. Современные проблемы рудничной аэрогазодинамики и безопасности при подземной разработке угольных месторождений. Аэрогазодинамика и газодинамические явления / Б.А. Абдрахманов, Ю.М. Бирюков. – Кемерово: КГТУ, 2006. – Кн. 1. – 274 с.

Қабылданды 25.07.2013