

**НЕКЕРОВА ТАТЬЯНА ВАЛЕРЬЕВНА**

**ГЕОМЕХАНИЧЕСКОЕ ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ БОРТОВ  
КАРЬЕРОВ ПРИ КОМБИНИРОВАННОЙ РАЗРАБОТКЕ РУДНЫХ  
МЕСТОРОЖДЕНИЙ**

Специальности: 25.00.22 – Геотехнология  
(подземная, открытая и строительная)  
25.00.20 – «Геомеханика, разрушение горных пород, рудничная  
аэрогазодинамика и горная теплофизика»

**Автореферат  
диссертации на соискание ученой степени  
кандидата технических наук**



**Магнитогорск - 2010**

Работа выполнена в ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный  
технический университет им. Г.И. Носова»

Научные руководители: доктор технических наук, профессор  
Гавришев Сергей Евгеньевич  
кандидат технических наук, доцент  
Кравчук Татьяна Сергеевна

Официальные оппоненты: доктор технических наук, профессор  
Корнилков Сергей Викторович  
доктор технических наук, профессор  
Зотеев Олег Владимович

Ведущая организация: ОАО «Гайский ГОК»

Защита диссертации состоится «8» июля 2010 г. в 16<sup>30</sup> час. на заседании  
диссертационного совета Д 212.111.02 при ГОУ ВПО «Магнитогорский  
государственный технический университет им. Г.И. Носова» по адресу:  
455000, г. Магнитогорск, пр. Ленина, 38, малый актовй зал

С диссертацией можно ознакомиться в библиотеке  
ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет  
им. Г.И. Носова»

Автореферат разослан «7» июня 2010 г.

Ученый секретарь диссертационного совета,  
доктор технических наук, профессор

 С.Н. Корнилов

## ОБЩАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА РАБОТЫ

**Актуальность работы** В настоящее время большинство крупных месторождений обрабатывается комбинированным способом. Однако только четверть рудников осуществляет добычу запасов в бортах, несмотря на то, что они достигают половины прикарьерных. Существующие технологические схемы зачастую не предусматривают их выемку, что связано со сложностью геомеханической ситуации в прибортовой зоне и отсутствием методики рационального распределения запасов между этапом открытой разработки и подземной в борту карьера. В результате в недрах теряется значительная часть запасов месторождения.

Сложностью при выемке запасов в борту карьера является управление устойчивостью откосов, поставленных в предельное положение. Известно стремление рудников к увеличению углов откосов бортов карьеров с целью сокращения вскрышных работ.

С другой стороны, необоснованное снижение углов откосов бортов с целью последующей отработки приконтурных запасов приводит к перераспределению объемов добычи полезного ископаемого по этапам освоения месторождения и делает нецелесообразной доработку запасов, оставшихся в борту.

Существующие инженерные методики ВНИМИ, которые широко используются при проектировании комбинированной разработки месторождений, не учитывают напряженно-деформированное состояние массива и, следовательно, не позволяют обоснованно выбирать оптимальные параметры погашения подрабатываемых бортов.

В связи с этим обоснование параметров бортов карьеров при отработке прибортовых запасов комбинированной геотехнологией на основе совместного решения оценки устойчивости и рационального распределения запасов месторождения по способам разработки является актуальной научно-практической задачей.

Выполнение исследований проводилось при финансовой поддержке Правительства Российской Федерации в рамках реализации федеральной целевой программы "Научные и научно-педагогические кадры инновационной России" на 2009-2013 годы (государственный контракт П2031 от 2.11.2009г.) и грантов Правительства Челябинской области (ГРНТИ 006.05.02-06АХ и ГРНТИ 120.06.04-08АХ).

**Целью работы** является разработка методики геомеханического обоснования параметров подрабатываемых бортов карьеров при освоении рудных месторождений комбинированным способом.

**Идея работы** заключается в использовании закономерностей формирования размеров призмы скольжения подрабатываемых бортов для обоснования параметров карьеров.

**Объект исследования** – карьеры с прибортовыми запасами, обрабатываемыми комбинированным способом.

### **Основные задачи исследования:**

- выявление изменения размеров поверхности скольжения подработанного откоса от глубины заложения подземных выработок и параметров борта карьера;
- определение зависимости коэффициента запаса устойчивости подрабатываемого борта карьера от глубины заложения подземных выработок, геометрических параметров откоса и физико-механических свойств пород;
- разработка методики оценки устойчивости подрабатываемых бортов карьеров с учетом объемных сил;
- установление зависимости глубины открытых горных работ от геометрических параметров залежи и угла подработанного борта карьера при комбинированном освоении месторождения;
- разработка методики определения параметров бортов карьера на основе совместного решения задачи устойчивости и распределения запасов по этапам освоения месторождения комбинированным способом.

### **Научные положения, представленные к защите:**

1. Ширина призмы скольжения подработанного борта карьера возрастает на 18-22%, а её размер по простиранию - на 10-14% с увеличением глубины заложения подземной выработки на каждые 50 м.

2. Высота призмы скольжения увеличивается с ростом глубины заложения подземной выработки. При глубине карьера  $H = 250-450$  м, углах откосов бортов  $\alpha = 45-55^\circ$  и глубине заложения подземной выработки менее  $0,8H$ , осевая линия скольжения захватывает только часть откоса по высоте; если глубина заложения подземной выработки составляет более  $(0,8-0,9)H$ , линия скольжения выходит в нижнюю бровку или под подошву откоса.

3. Рациональное сочетание угла откоса и глубины подработанного борта карьера, определяемое совместным решением задачи устойчивости и распределения полезного ископаемого по этапам разработки с учетом выемки прибортовых запасов, позволяет достичь максимального эффекта при освоении месторождения комбинированным способом.

### **Научную новизну работы** составляют:

1. Зависимости высоты и ширины призмы скольжения подработанного борта карьера от его параметров и глубины заложения камеры.

2. Методика оценки устойчивости подработанного борта карьера с учетом объемных сил.

3. Зависимость глубины открытых горных работ от параметров рудной залежи и угла подрабатываемого борта карьера при комбинированной разработке рудных месторождений.

4. Методика геомеханического обоснования параметров подрабатываемых бортов карьера, основанная на совместном решении геомеханических и экономических задач.

**Методы исследований включают:** математическое моделирование распределения напряжений в массиве подработанного борта карьера при помощи программного пакета FEM (Институт горного дела Уральского отделения РАН); моделирование деформаций откосов на эквивалентном материале; экономико-математическое моделирование разработки месторождений комбинированным способом.

**Достоверность научных положений** обосновывается сопоставимостью результатов, полученных различными методами исследований; сходимостью результатов исследований с практикой эксплуатации карьеров и результатами других исследований.

**Практическая значимость работы** заключается в возможности принятия обоснованных решений на стадии проектирования карьеров с учетом последующей выемки прибортовых запасов, в выборе параметров подрабатываемых бортов, обеспечивающих рациональное распределение полезного ископаемого по этапам разработки.

**Реализация работы.** Результаты работы использованы при составлении рекомендаций по освоению Джусинского месторождения медно-цинковых руд комбинированным способом.

**Апробация диссертации.** Результаты, основные положения и рекомендации диссертации докладывались и обсуждались на международном симпозиуме «Неделя горняка» (Москва, 2007 г.); на международной научной конференции «Топорковские чтения» (г. Рудный, Казахстан, 2008, 2009 гг.); на международной научно-технической конференции «Комбинированная геотехнология. Комплексное освоение и сохранение недр земли» (г. Екатеринбург, 2009 г.); на IV всероссийской молодежной научно-практической конференции «Проблемы недропользования» (г. Екатеринбург, 2010 г.); на 66-й и 67-й научно-технических конференциях Магнитогорского государственного технического университета.

**Публикации.** Основные положения диссертации опубликованы в 8 печатных работах. Из них 3 в изданиях, рекомендованных ВАК.

**Структура и объем работы.** Диссертация состоит из введения, 4 глав и заключения, изложенных на 162 страницах машинописного текста, содержит 65 рисунков, 18 таблиц, список литературы из 105 наименований и 3 приложения.

Автор выражает благодарность сотрудникам кафедры ОРМПИ и факультета горных технологий и транспорта МГТУ им. Носова за поддержку и ценные советы.

## **ОСНОВНОЕ СОДЕРЖАНИЕ РАБОТЫ**

**Во введении** обоснована актуальность темы диссертации, поставлены цель и задачи исследований, сформулированы научные положения, указана научная новизна, отмечена практическая ценность работы.

В первой главе проведен анализ месторождений, обрабатываемых комбинированным способом, и методик оценки устойчивости подрабатываемых бортов карьеров.

Исследованиям по развитию комплексной комбинированной разработки и обоснованию ее рациональных параметров посвящены многочисленные работы ведущих ученых: академиков АН СССР и РАН Н.В. Мельникова, К.Н. Трубецкого, чл.-кор. Д.Р. Каплунова, профессоров М.И. Агошкова, Д.М. Казикаева, Б.П. Юматова, В.А. Щелканова, Ю.В. Демидова, П.Э. Зуркова, Г.И. Черного, А.Д. Черных, В.Н. Калмыкова, М.В. Рыльниковой, О.В. Зотеева и других ученых.

Проведенный анализ месторождений, обрабатываемых комбинированным способом, показал, что запасы в бортах карьеров достигают 20-45% прикарьерных запасов. Глубина карьеров, в бортах которых ведется разработка запасов подземным способом, составляет от 250 до 500 м, углы откоса изменяются от 35 до 55°. Запасы в бортах карьеров расположены в непосредственной близости к откосу или на расстоянии до 150 м. Глубина залегания прибортовых запасов, в основном, составляет от 100 до 500 м.

Однако опыт разработки месторождений, обрабатываемых открыто-подземным способом, показывает, что только 25% рудников разрабатывают прибортовые запасы и 18% - ведут добычу залежей, удаленных от карьера.

Примерами разработки запасов в борту карьера подземным способом являются месторождения: "Учалинское", "Сибайское", "Молодежное", "Тишинское", "Тастау", "Апатитовый цирк", рудник "Шалым" и др.

Ведение подземных работ в прибортовой зоне изменяет напряженно-деформированное состояние массива. Сложившееся соотношение удерживающих, сдвигающих сил в массиве борта и положение поверхности скольжения изменяются вследствие снижения прочностных характеристик вмещающих пород. Вопрос устойчивости приобретает особое значение.

Проблемами устойчивости открытой и открыто-подземной разработки занимались ведущие ученые: Г.Л. Фисенко, А.М. Демин, А.И. Арсентьев, С.И. Попов, А. А. Вовк, Д.Р. Каплунов, В.Н. Попов, А.Б. Макаров, В.Г. Зотеев, О.В. Зотеев, В.Н. Калмыков, М.В. Рыльникова, Г.И. Черный, Т.С. Черчинцева, Т.С. Кузнецова и другие ученые.

Анализ литературных источников показал, что в настоящее время методические принципы обоснования параметров открыто-подземного способа разработки базируются на существующем опыте разработки комбинированным способом. Расчет коэффициента запаса устойчивости борта карьера, подработанного подземными выработками, определяется по заниженным физико-механическим свойствам с использованием методик ВНИИМ (метод алгебраического сложения сил, метод многоугольника сил), которые не учитывают объемно-напряженное состояние массива.

Существующие методики, учитывающие объемно-напряженное состояние массива, позволяют лишь смоделировать распределение напряжений в борту карьера, но не дают возможности оценить запас устойчивости в зависимости от места заложения подземных выработок.

Однако в настоящее время известны методики определения рудных и ископаемых целиков на границе открытых и подземных работ, пролета и высоты подработки бортов карьера, высоты пригрузки бортов карьера, предложенные Д.Р. Каплуновым, В.Н. Калмыковым, М.В. Рыльниковой, О.В. Зотеевым и др.

Создание методики оценки устойчивости позволит определять запас устойчивости по наиболее вероятной линии скольжения с учетом места заложения подземных выработок и физико-механических свойств пород, слагающих массив подработанного борта карьера.

Во второй главе разработана методика оценки устойчивости подработанного борта карьера.

Для определения размеров деформации подработанного борта карьера была выполнена серия экспериментов на эквивалентном материале, в состав которого входят мыло, песок, железная дробь (состав для моделирования слабopочных отвальных пород а.с. 1452987 СССР). Масштаб моделирования 1:1000. Физико-механические свойства эквивалентного материала: сцепление  $C = 0,001$  МПа; угол внутреннего трения  $\varphi = 30^\circ$ ; плотность  $\gamma = 2,2$  т/м<sup>3</sup>. Параметры модели: высота  $H = 22$  и  $36$  см, угол откоса борта  $\alpha = 50^\circ$ , размеры камер и  $b \cdot h \cdot l = 2 \cdot 4 \cdot 4$  и  $2 \cdot 8 \cdot 4$  см. Были рассмотрены варианты заложения подземных выработок на глубине  $H_{\text{зал}} = (0,3-0,9)H$ . Камеры закладывались на расстоянии  $P = 20-150$  см от откоса борта карьера

По результатам моделирования разработана зависимость изменения ширины призмы скольжения подработанного борта карьера от глубины заложения, объема камеры и расстояния от откоса борта до камеры:

$$B = B_0 [0,0075V + 0,00675P + 0,0028H_{\text{зал}} + \frac{3}{10^5} P \cdot H_{\text{зал}} - 0,1585], \quad (1)$$

где  $B_0$  - ширина призмы скольжения неподработанного борта карьера, рассчитанная по методике ВНИМИ,  $B_0 = \frac{2H(1 - \text{ctg}\alpha \cdot \text{tg}\rho) - 2H_{90}}{\text{ctg}\theta + \text{tg}\rho}$ , м;  $P$  - расстояние от откоса борта карьера до места заложения камеры, м;  $V$  - объем выработки, тыс. м<sup>3</sup>;  $H_{\text{зал}}$  - глубина заложения камеры, м;  $H$  - глубина карьера, м;  $\alpha$  - угол откоса борта карьера, град;  $\rho$  - средний угол наклона линии скольжения неподработанного борта карьера, град;  $H_{90}$  - высота вертикального обнажения пород, м;  $\theta$  - угол сдвига пород, град.

На рис. 1 и 2 представлены зависимости ширины призмы скольжения от места заложения выработки и её объема для подработанного борта карьера глубиной  $H = 360\text{ м}$  с углом откоса  $\alpha = 50^\circ$ .



Рис. 1. Зависимости ширины призмы скольжения от глубины заложения камеры в борту карьера глубиной  $H = 360\text{ м}$  и углом откоса  $\alpha = 50^\circ$ , объем выработки 32 тыс.  $\text{м}^3$ :  
 1 – на расстоянии 20 м от откоса;  
 2 – на расстоянии 50 м от откоса;  
 3 – на расстоянии 100 м от откоса

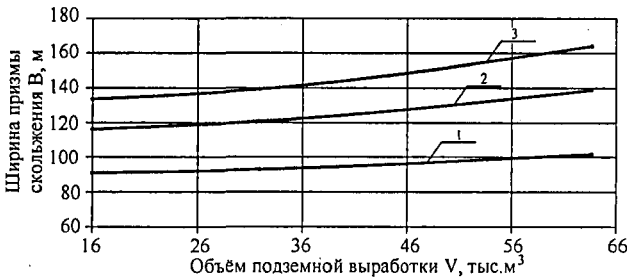


Рис. 2. Зависимости ширины призмы скольжения от объема выработки, заложённой на расстоянии 100 м от борта карьера глубиной  $H=360\text{ м}$  и углом откоса  $\alpha=50^\circ$ :  
 1 – на глубине 120 м;  
 2 – на глубине 240 м;  
 3 – на глубине 325 м

На рис. 3 представлены зависимости размера по простиранию призмы скольжения от глубины заложения выработки для подработанного борта карьера глубиной  $H = 220\text{ м}$  с углом откоса  $\alpha = 50^\circ$ .

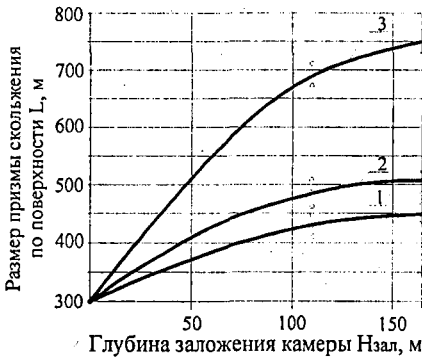


Рис. 3 - Зависимости размера призмы скольжения по простиранию от глубины заложения камеры в борту карьера глубиной  $H=220\text{ м}$  с углом откоса  $\alpha=50^\circ$ :  
 1 – одна камера  $b \cdot h \cdot l = 20 \cdot 40 \cdot 40\text{ м}$ ;  
 2 – камера  $b \cdot h \cdot l = 20 \cdot 80 \cdot 40\text{ м}$ ;  
 3 – две камеры  $b \cdot h \cdot l = 20 \cdot 40 \cdot 40\text{ м}$

Анализ результатов экспериментов показал, что при постоянных параметрах борта карьера, физико-механических свойствах пород и размеров камер, рост размеров деформации происходит с увеличением глубины заложения подземных выработок. С увеличением глубины заложения камеры на



50 м ширина призмы скольжения увеличивается в среднем на 20%, а размер по простирацию на – 12%.

С целью определения высоты призмы скольжения борта карьера проводилось моделирование различных условий его подработки с помощью программного комплекса FEM (ИГД УрО РАН), основанного на методе конечных элементов (МКЭ). Параметры математического моделирования следующие: глубина карьеров  $H = 260-460$  м; угол откоса борта карьера  $\alpha = 35-55^\circ$ ; размеры камеры  $b \cdot h \cdot l = 20 \cdot 40 \cdot 40$  м; глубина заложения камеры  $H_{зал} = (0,5-0,9)H$  на расстоянии  $P = 20$  м от откоса борта. Физико-механические свойства пород в массиве приняты следующие: сцепление пород  $C = 0,1-0,3$  МПа; угол внутреннего трения  $\phi = 26-30^\circ$ ; плотность  $\gamma = 2,8$  т/м<sup>3</sup>.

Программный пакет FEM позволяет получить картину направлений главных горизонтальных и вертикальных напряжений в определенных точках массива (рис. 4). Используя полученные данные пересечений главных напряжений, распределения горизонтальных и вертикальных напряжений, для каждого варианта подработки борта построена наиболее вероятная линия скольжения (рис. 4).

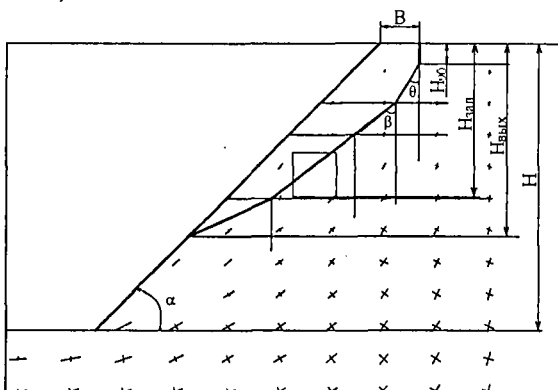


Рис. 4. Построение линии скольжения подработанного борта карьера по пересечениям главных напряжений:

$B$  – ширина призмы обрушения, м;  $H_{90}$  – высота вертикального обнажения пород, м;  
 $H_{зал}$  – глубина заложения камеры, м;  $H_{вых}$  – высота призмы обрушения, м;  $H$  – глубина карьера;  
 $\alpha$  – угол откоса борта карьера, град;  $\theta$  – угол сдвига пород, град;  $\beta$  – угол наклона дуги линии скольжения от вертикали, град

Последовательность построения следующая:

1. Рассчитывается и отстраивается высота вертикального обнажения пород  $H_{90}$  и ширина призмы обрушения  $B$  по (1).
2. Отстраивается от вертикали угол сдвига пород  $\theta$  до пересечения со следующим уровнем главных напряжений.
3. От вертикали, опущенной из полученной точки пересечения, откладывается угол  $\beta$ :

$$\beta = \theta + \arctg \frac{X}{Y}, \quad (2)$$

где  $X$  и  $Y$  – горизонтальное и вертикальное напряжения в данной точке массива, полученные с использованием программы, МПа.

4. В следующей точке пересечения откладывается новый угол  $\beta$  и т.д. до выхода линии скольжения в откос.

По полученным линиям скольжения произведен расчет коэффициентов запаса устойчивости.

По результатам математического моделирования построены зависимости высоты призмы скольжения (рис. 5) и коэффициента запаса устойчивости (рис. 6) от глубины заложения камеры.



Рис. 5. Зависимости высоты призмы скольжения от места заложения камеры при  $C = 0,3$  МПа,  $\phi = 30^\circ$ , высоте откоса  $H = 360$  м с углом  $\alpha = 45, 50, 55^\circ$



Рис. 6. Зависимости коэффициента запаса устойчивости ( $K_{3y}$ ) от места заложения камеры при  $C = 0,2$  МПа,  $\phi = 28^\circ$ , высоте откоса  $H = 260$  м с углом  $\alpha = 45, 50, 55^\circ$

С использованием метода статистической обработки экспериментальных данных получены формулы для определения высоты призмы скольжения и коэффициента запаса устойчивости:

$$H_{вых} = K_1 + K_2 \cdot \alpha + K_3 \cdot C + K_4 \cdot \frac{N_{зал}}{H} + K_5 \cdot \phi, \quad (3)$$

$$K_{3y} = K_6 + K_7 \cdot \alpha + K_8 \cdot C + K_9 \cdot \frac{N_{зал}}{H} + K_{10} \cdot \phi, \quad (4)$$

где  $K_1 - K_{10}$  - эмпирические коэффициенты, зависящие от глубины карьера (табл. 1);  $\alpha$  - угол откоса борта карьера, град;  $C$  - сцепление пород в массиве, МПа;  $\frac{H_{зал}}{H}$  - отношение глубины заложения выработки к глубине карьера.

Таблица 1. Значения эмпирических коэффициентов

Глубина карьера, м	Для расчета высоты призмы скольжения $H_{п.сл.}$ , м					Для расчета коэффициента запаса устойчивости $K_{уст}$				
	$K_1$	$K_2$	$K_3$	$K_4$	$K_5$	$K_6$	$K_7$	$K_8$	$K_9$	$K_{10}$
260	120	1,2	-46	150	-2,22	1,37	-0,0250	1,45	-0,16	0,022
360	106	1,8	-81	238	-1,97	1,35	-0,0230	1,29	-0,20	0,025
460	62	3,3	-166	328	-1,72	1,05	-0,0229	1,13	-0,24	0,028

Для удобства расчетов выведены зависимости коэффициентов  $K_1 - K_{10}$  от глубины карьера  $H$ :

$$K_1 = 0,8H(1 - \frac{19H}{10^4}) + 16; \quad (5) \quad K_6 = 2,01e^{-0,0013H}; \quad (10)$$

$$K_2 = 0,31e^{0,0051H}; \quad (6) \quad K_7 = \frac{8H}{10^5} - \frac{H^2}{10^7} - 0,04; \quad (11)$$

$$K_3 = 1,2H - \frac{25H^2}{10^5} - 189; \quad (7) \quad K_8 = -\frac{16H}{10^3} + 1,9; \quad (12)$$

$$K_4 = 0,9H - 82; \quad (8) \quad K_9 = -\frac{4H}{10^4} - 0,06; \quad (13)$$

$$K_5 = \frac{25H}{10^4} - 2,9; \quad (9) \quad K_{10} = \frac{3H}{10^5} + 0,014. \quad (14)$$

Проведенные исследования показали, что при подработке борта карьера призма скольжения выходит как в нижнюю бровку откоса, так выше и ниже неё. Место выхода зависит от глубины заложения камеры. Линия скольжения направлена в сторону подземной выработки, и с увеличением глубины заложения камеры место выхода призмы скольжения стремится к нижней бровке (рис. 7).

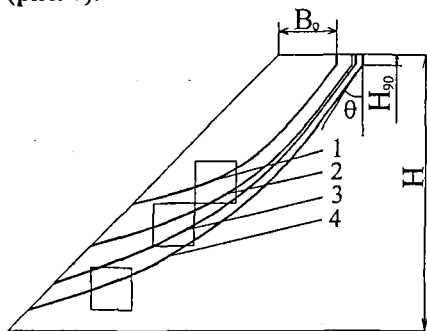


Рис. 7. Изменение высоты призмы скольжения при подработке борта карьера в зависимости от инженерно - геологических условий и глубины заложения камеры:  
 1 - без подработки;  
 2 - камера на глубине 0.5H;  
 3 - камера на глубине 0.7H;  
 4 - камера на глубине 0.9H  
 $B_0$  - ширина призмы обрушения неподработанного борта карьера, м;  $H_{00}$  - высота вертикального обнажения пород, м;  $\theta$  - угол сдвига пород, град;  $H$  - глубина карьера

С увеличением глубины заложения камеры на 50 м, глубина выхода линии скольжения в откос увеличивается на 15-20%.

Основываясь на результатах математического моделирования (построение линии скольжения в торцевой плоскости) и методике построения поверхности скольжения изотропного откоса Т.С. Кузнецовой и Т.С. Черчинцевой, предложена методика построения поверхности скольжения подработанного борта карьера с учетом объемных сил. Построение проекций поверхности скольжения подработанного борта карьера (рис. 8) позволяет оценить запас устойчивости.

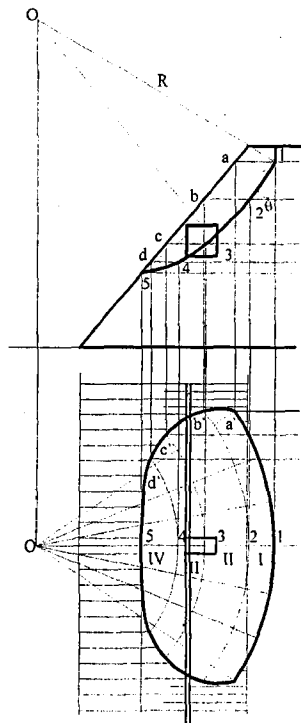


Рис. 8-Фронтальная и горизонтальная проекции пространственной поверхности скольжения подработанного борта карьера:

- О - центр поверхности скольжения;
- a-1, b-2, c-3, d-4 – горизонтальные сечения в полученной призме скольжения;
- a', b', c', d' – точки, ограничивающие горизонтальную проекцию пространственной поверхности скольжения;
- I,II,III,IV - номер пояса линии скольжения;
- R - радиус дуги осевой линии скольжения.

Расчет заключается в последовательном суммировании сил, действующих в отдельных сегментах сферической поверхности. При определении запаса устойчивости по предлагаемой методике рекомендуется, согласно исследованиям Рыльниковой М.В., Черных А.Д., Харина А.П., в сегментах, где расположены подземные выработки, сцепление принять равным нулю, угол внутреннего трения снизить на процентное соотношение длины линии скольжения, проходящей через выработку, к общей длине линии скольжения (обычно 7-30%). В соседних с выработками сегментах призмы скольжения сцепление и угол внутреннего трения необходимо снизить на аналогичное процентное соотношение (в среднем 18%).

Для Сибайского и Учалинского карьеров произведены расчеты коэффициентов запасов устойчивости по методике ВНИМИ и по предложенной методике (табл. 2).

Таблица 2. Коэффициенты запаса устойчивости подработанных бортов карьеров

Объект подработки	Параметры подработанного борта		Физико-механические свойства пород			Глубина заложения камеры $H_{пл}/H$ , доли	Коэффициент запаса устойчивости $K_y$	
	Высота откоса $H$ , м	Угол откоса $\alpha$ , град	Сцепление $C$ , МПа	Угол внутреннего трения $\phi$ , град	Плотность $\gamma$ , т/м <sup>3</sup>		по методике ВНИМИ	по предложенной методике
Южный борт Учалинского карьера	334	35	0,49	33	2,9	0,9	1,6	2,09
Юго-восточный борт Учалинского карьера	328	39	0,44	32	2,9	1	1,25	1,69
Сибайский карьер	509	42	0,47	32	2,9	1	1,27	1,56

Таким образом, запас устойчивости, рассчитанный с учетом объемных сил, превышает на 19-26% полученный по методике ВНИМИ.

Использование полученных результатов позволит обоснованно принимать угол погашенного борта карьера при последующей подработке его подземным способом.

В третьей главе предложена методика определения оптимальной глубины открытых горных работ при комбинированной разработке месторождений. Она основана на минимизации затрат на освоение месторождения в целом и на геомеханическом обосновании угла подработанного борта карьера.

При разработке крутопадающих месторождений величину затрат определяют следующие факторы: угол откоса борта карьера, объем запасов для каждого вида разработки, мощность и предельная глубина залежи.

Для расчетов изменения затрат на открыто-подземную разработку при изменении глубины карьера принята упрощенная геометрическая модель со следующими параметрами: угол падения рудной залежи  $\beta = 75^\circ$ , мощность рудной залежи  $m = 100-200$  м, глубина по падению  $H_1 = 600-800$  м, длина по простиранию  $L_1 = 1000$  м, мощность наносов  $m_n = 20$  м, угол погашения борта карьера  $\alpha = 35-55^\circ$ , мощность изолирующей потолочины  $m_{пот} = 20$  м, ширина карьера по низу  $B_n = 30$  м; коэффициент крепости пород  $f = 10$ .

Для создания программы расчета затрат на добычу использована методика расчета себестоимости открытого, открыто-подземного и подземного способов, предложенная в диссертации А.В. Красавина. Предложенные зави-

симости были откорректированы с учетом изменения цен и введены дополнительные коэффициенты, зависящие от количества запасов полезного ископаемого, мощности рудного тела и угла нерабочего борта карьера. На рис. 9 представлены зависимости затрат на открытую, открыто-подземную и подземную разработки. Зависимость совокупной себестоимости комбинированной разработки для одного из вариантов показана на рис. 10

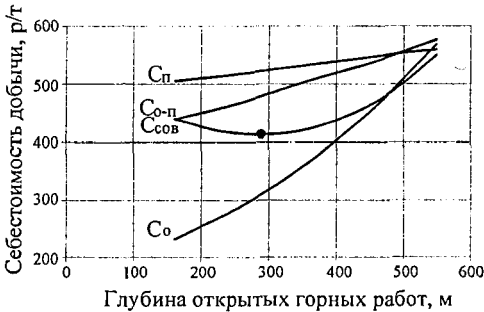


Рис. 9. Зависимость себестоимости добычи на этапах разработки при глубине залегания  $H_3=600$  м, мощности рудного тела  $m = 100$ м; угол откоса борта карьера  $\alpha = 35$  град:

$C_о$  - себестоимость открытых работ,  
 $C_{о-п}$  - себестоимость открыто-подземных работ,  
 $C_п$  - себестоимость подземных работ,  
 $C_{сов}$  - совокупная себестоимость разработки месторождения;  
 • - минимальное значение совокупной себестоимости разработки месторождения

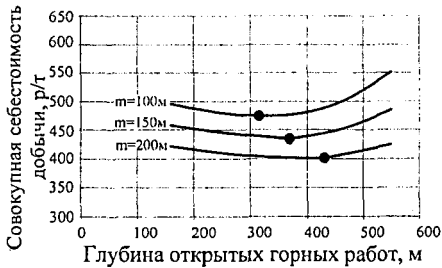


Рис. 10. Зависимость совокупной себестоимости комбинированной разработки при глубине залегания  $H_3 = 800$  м, угол откоса борта карьера  $\alpha=40$  град

Глубина открытых горных работ в зависимости от параметров рудной залежи и угла подработанного борта карьера определяется соотношением:

$$H_{зк} = 126 \cdot \sqrt[4]{H_3} \cdot \sin \frac{\alpha}{2} + 0,98 \cdot m, \text{ м} \quad (15)$$

где  $H_3$  - максимальная глубина залегания рудного тела, м;  $\alpha$  - угол нерабочего борта карьера, град;  $m$  - мощность рудного тела.

Разработана методика обоснования параметров бортов карьера на основе экономически целесообразной и допустимой по геомеханическим условиям глубины открытых горных работ при комбинированной разработке месторождений.

Сущность данной методики заключается в расчете глубины открытых горных работ по минимальным совокупным затратам с учетом геомеханических параметров борта.

Используется следующая последовательность определения глубины карьера на исследуемом поперечном сечении месторождения по экономическим и геомеханическим условиям:

1. Строится геометрическая модель поперечного сечения залежи исследуемого месторождения:

- на поперечном разрезе проводят горизонтальные линии с интервалом между ними, равным одной - двум высотам уступа;

- на каждой горизонтали отмечаются средние точки, равноудаленные от боковых сторон рудного тела, и соединяются ломаной линией, которую аппроксимируют прямой, наиболее близкой к наибольшему числу отмеченных точек. Эта прямая будет являться средней линией параллелограмма;

- на каждой горизонтали замеряют значение мощности и на их основе вычисляют среднюю мощность залежи  $\bar{m}$ :

$$\bar{m} = \frac{1}{n} \cdot \sum_{i=1}^n m_i, \quad (16)$$

где  $n$  – число замеров (горизонтальных линий).

Затем строятся две прямые, параллельные средней линии и удаленные от нее на расстояние  $\pm \frac{\bar{m}}{2}$ .

2. Произвольно выбирается угол погашенного борта карьера из интервала  $\alpha = 35-55^\circ$ .

3. По величинам горизонтальной мощности  $m$ , глубины залежи по падению  $H$ , и принятому углу погашения борта карьера  $\alpha$  определяется оптимальная глубина карьера по экономическим условиям с учетом (15).

4. Для известных значений углов погашения борта  $\alpha$  и внутреннего трения  $\varphi$ , сцепления  $c$  пород устанавливается глубина карьера по геомеханическим условиям с учетом заложения камеры.

Для этого определяются коэффициенты запаса устойчивости для 3-4 глубин карьера из интервала 260-460 м по (4) с учетом (10)-(14).

Строится зависимость вида  $H=f(K_{\text{зу}})$ , по которой устанавливается глубина карьера с требуемым коэффициентом запаса устойчивости, зависящим от срока службы.

5. Глубина карьера по экономическим условиям сравнивается с рассчитанной по геомеханическим условиям.

6. Если значение глубины карьера по экономическим условиям не равно значению глубины карьера по геомеханическим условиям, принимается новое значение угла погашения борта карьера  $\alpha$  и выполняются пункты с 3 по 5, пока глубина карьера по экономическим условиям не будет равна глубине карьера по геомеханическим условиям  $H_{\text{ЭК}} = H_{\text{Г}}$  (с возможным отклонением  $\pm 10$  м).

По указанной методике рассчитаны глубины карьеров с учетом геомеханических и экономических факторов (табл. 3) и для каждого из них определен экономический эффект, который могли получить предприятия при обосновании глубины карьера по экономическим и геомеханическим факторам.

Таблица 3. Сравнение проектной и оптимальной глубин открытых горных работ

Месторождение	Проектная глубина карьера, м	Оптимальная глубина карьера, м	Существующая глубина карьера, м	Экономический эффект, млн руб.
Весеннее	280	255	-	14,7
Удачное	600	460	585	3970
Молодежное	248	260	248	3,78

Из таблицы видно, что проектные глубины карьеров месторождений “Весеннее” и “Удачное” завышены с точки зрения экономической эффективности. Проектная глубина карьера месторождения “Молодежное”, наоборот, занижена.

В четвертой главе проведено обоснование параметров карьера при комбинированной разработке Джусинского месторождения.

Балансовые запасы месторождения, добываемые открытым способом, составляют по категориям:  $C_1 - 5,78$  млн т,  $C_2 - 1,15$  млн т. Производительность по полезному ископаемому на стадии открытых горных работ принята 750 тыс.т./год. Согласно проекту месторождение планируется отрабатывать открытым способом до отм. +20 м на глубину 260 м. Углы откосов бортов карьера по восточному борту составляют  $35^\circ$ , по западному -  $40^\circ$ .

Промышленные запасы руды для подземных горных работ составляют 2,47 млн т. В бортах сосредоточено 35% этих запасов - 867,1 тыс.т. Согласно проектным решениям годовая производительность рудника составляет 300 тыс. т. Основным вариантом вскрытия шахтного поля принят вариант вскрытия транспортным наклонным съездом под самоходное оборудование, который будет проходить с рабочей площадки карьера на отм. +150 м до отм. - 220 м. Нижняя граница шахтного поля принята на отм. - 220 м.

По предлагаемой методике проведены расчеты обоснования параметров открытых горных работ для Джусинского месторождения по минимальным совокупным затратам с учетом геомеханических факторов. Согласно этим расчетам глубина открытых горных работ составит 260 м, углы откоса карьера по восточному борту -  $37^\circ$ , по западному, южному и северному -  $43^\circ$ . Параметры и показатели разработки по проектному и предлагаемому вариантам представлены в табл. 4 и на рис. 11.



Таблица 4. Сравнение проектных и предлагаемых параметров и показателей разработки Джусинского месторождения

Параметры разработки	Единицы измерения	По проектным и предпроектным решениям	По рекомендуемому варианту
Запасы для открытой разработки	тыс. т.	7138,6	7083,0
Объем горной массы в контурах карьера	млн м <sup>3</sup>	32,3	26,38
Объем вскрышных пород в контурах карьера	млн м <sup>3</sup>	30,604	24,69
Средний коэффициент вскрыши	м <sup>3</sup> /т	4,29	3,49
Глубина открытых горных работ	м	260	260
Углы откоса бортов карьера	град.	35 - 40	37 - 43
Запасы в борту карьера	тыс. т.	867,1	922,7
Себестоимость добычи тонны полезного ископаемого на стадии открытых горных работ	руб./т	316,2	276,7
Себестоимость добычи тонны полезного ископаемого в борту карьера	руб./т	604,4	604,2
Совокупная себестоимость добычи тонны полезного ископаемого	руб./т	345,7	314,4

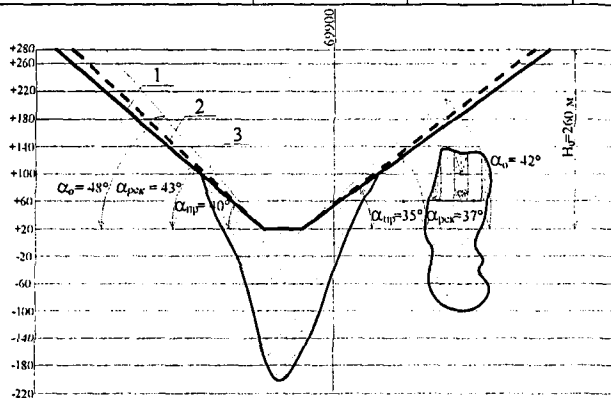


Рис. 11 Поперечный разрез Джусинского месторождения:

1 - проектный контур карьера; 2 - рекомендуемый контур карьера;

3 - контур карьера без подработки;  $H_g$  - глубина открытых горных работ;  $\alpha_{пр}$  - проектный угол откоса борта карьера, град;  $\alpha_{рек}$  - рекомендуемый угол откоса борта карьера, град,  $\alpha_0$  - угол откоса неподработанного борта карьера

Увеличение углов откосов бортов сокращает объем вскрышных пород на этапе открытой разработки на 5,9 млн м<sup>3</sup> и себестоимость открытых горных работ на 37,6 руб./т. Совокупная себестоимость добычи сокращается на 31,3 руб./т, что увеличит доход от освоения всех запасов в среднем на 20,5 млн руб./год.

## ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В диссертации, являющейся законченной научно-квалификационной работой, дано решение актуальной научно-практической задачи по разработке методики геомеханического обоснования параметров подрабатываемых бортов карьеров, с учетом рационального распределения запасов по этапам освоения месторождения комбинированным способом. Основные научные и практические результаты сводятся к следующему:

1. Выход линии скольжения в откос, в нижнюю бровку или под подошву откоса определяется глубиной заложения подземной выработки. Если глубина заложения подземной выработки менее  $0,8H$ , осевая линия скольжения захватывает только часть откоса по высоте; если глубина заложения камеры составляет более  $(0,8-0,9)H$ , линия скольжения выходит в нижнюю бровку или под подошву откоса.

2. В результате физического моделирования установлено, что ширина призмы скольжения подрабатываемого подземными выработками борта растет на 18-22%, а её размер по простиранию на 10-14% с увеличением глубины заложения камеры на каждые 50 м.

4. Установлена зависимость коэффициента запаса устойчивости подработанного борта карьера от глубины заложения камеры, угла откоса борта карьера и механических свойств пород в условиях плоской задачи.

5. Результаты расчетов коэффициентов запаса устойчивости ( $K_{\text{з}}$ ) подработанных бортов карьеров позволили установить:

- при увеличении угла откоса на каждые  $5^\circ$ ,  $K_{\text{з}}$  уменьшается на 8-10% при постоянных физико-механических свойствах и глубине заложения выработок;

-с увеличением сцепления в массиве на 0,1 МПа и угла внутреннего трения на каждые  $2^\circ$ ,  $K_{\text{з}}$  повышается на 15-17%.

6. Разработана методика построения линии скольжения для подработанных бортов карьера и расчета коэффициента запаса устойчивости. Запас прочности призмы скольжения, рассчитанный с учетом объемных сил выше на 19-26%, чем рассчитанный по методике ВНИМИ.

7. По результатам экономико-математического моделирования установлена зависимость глубины карьера от параметров рудной залежи и угла подработанного борта карьера при комбинированной разработке месторождения.

8. Предложена методика обоснования параметров карьеров при освоении прибортовых запасов комбинированной геотехнологией, основанная на совместном решении задачи устойчивости подработанных откосов и рационального распределения запасов по видам разработки. Расчетный экономический эффект составит на месторождениях: “Весеннее”- 14,7 млн руб., “Удачное”- 3,97 млрд руб., “Молодежное”- 3,78 млн руб. (в ценах 2009г.).

9. Для условий Джусинского месторождения произведено обоснование параметров открытых горных работ по предлагаемой методике с учетом ра-

дионального распределения запасов. В результате увеличения углов откосов бортов карьера объем вскрышных пород на этапе открытой разработки сократится на 5,9 млн м<sup>3</sup>, себестоимость открытых горных работ снизится на 37,6 руб./т. С учетом перераспределения запасов по этапам освоения месторождения, совокупная себестоимость добычи сократится на 31,3 руб./т, что увеличит доход от освоения всех запасов в среднем на 20,5 млн. руб/год (в ценах 2009 г.).

**Основные положения диссертации опубликованы в следующих работах:**

**В изданиях, включенных в перечень ВАК:**

1. Некерова Т.В. Опыт разработки Джусинского месторождения колчеданно-полиметаллических руд / Гавришев С.Е., Черчинцева Т.С., Кузнецова Т.С., Павлов В.А., Маслова Г.Г., Некерова Т.В. // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2010. - №4. - С.356-364.

2. Некерова Т.В. Предельная высота подработанного откоса подземными выработками при действии объемных сил / Кузнецова Т.С., Некерова Т.В. // Вестник МГТУ. – 2009. - №3. - С.5-8.

3. Некерова Т.В. Методика обоснования параметров бортов карьеров при выемке прибортовых запасов подземным способом / Гавришев С.Е., Кузнецова Т.С., Некерова Т.В. // Вестник МГТУ. – 2010. - №1. - С.14-17.

**Опубликованные в научных сборниках и материалах конференций:**

4. Некерова Т.В. Геомеханическое обоснование оптимальных параметров предельных бортов карьеров на основе объемного напряженного состояния массива пород / Черчинцева Т.С., Некерова Т.В. // Сборник рефератов научно-исследовательских работ студентов. - Челябинск: ЮУрГУ, 2007.-С.62-63.

5. Некерова Т.В. К вопросу геомеханического обоснования параметров бортов карьеров при комбинированной разработке месторождений / Кузнецова Т.С., Некерова Т.В. // Сборник докладов международной научной конференции "Топорковские чтения". Вып. VIII. Т. 1. - Рудный, 2008. - С.161-167.

6. Некерова Т.В. Обоснование формы поверхности скольжения изотропного откоса борта карьера, подработанного горными выработками / Кузнецова Т.С., Некерова Т.В. // Материалы 66-й научно-технической конференции МГТУ.– Магнитогорск: ГОУ ВПО «МГТУ», 2008. - Т.1. - С.192-195.

7. Некерова Т.В. Оценка устойчивости подработанных бортов карьеров / Кузнецова Т.С., Некерова Т.В. // Материалы международной научно-технической конференции «Комбинированная геотехнология. Комплексное освоение и сохранение недр земли», г. Екатеринбург, 2009: Сб. трудов.- Магнитогорск: МГТУ, 2009. - С.76-77.

8. Некерова Т.В. Обоснование параметров погашения бортов карьера при открыто-подземной разработке месторождения / Кузнецова Т.С., Некерова Т.В. // Сборник докладов международной научно-практической конференции «Роль стратегии индустриально-инновационного развития республики Казахстан в условиях глобализации: проблемы и перспективы». Т.1. - Рудный, 2009. - С. 125-129.

Подписано в печать 4.06.2010.

Формат 60x84 1/16.

Бумага тип.№ 1.

Плоская печать.

Усл.печ.л. 1,0.

Тираж 100 экз.

Заказ 476.

455000, Магнитогорск, пр. Ленина, 38  
Полиграфический участок ГОУ ВПО «МГТУ»