




Московский Государственный Геологоразведочный Университет
им. Серго Орджоникидзе.

ФАКУЛЬТЕТ ТЕХНИКИ РАЗВЕДКИ И РАЗРАБОТКИ
КАФЕДРА ГЕОДЕЗИИ И МАРКШЕЙДЕРСКОГО ДЕЛА



Допущен к защите

Зав. кафедрой, д.т.н., проф.

 А.Б. Макаров

« 07 » июня 2005 г.

ДИПЛОМНАЯ РАБОТА

Расчёт и прогноз горного давления при разработке Иртышского месторождения системой с магазинированием

Выполнил:

студент Каретин Алексей Николаевич.

Руководитель:

 профессор Макаров Александр Борисович.

Содержание

| Раздел | стр. |
|---|------|
| 1. Введение | 3 |
| 2. Горно-геологические условия разработки Иртышского месторождения. | 4 |
| 3. Маркшейдерские наблюдения за сдвигами земной поверхности и толщ пород. | 50 |
| 4. Проявления горного давления и постановка задачи. | 54 |
| 5. Метод расчёта. | 60 |
| 6. Разработка пакета GeoMechPacket-2 for MS Excel. | 78 |
| 7. Применение пакета GeoMechPacket-2 for MS Excel для оценки состояния Иртышского месторождения. | 82 |
| 8. Решение практических геомеханических задач с использованием GeoMechPacket-1 и GeoMechPacket-2. | 92 |
| Заключение | 107 |
| Литература | 109 |

1. Введение

Дипломная работа «Расчёт и прогноз горного давления при разработке Иртышского рудника системой с магазинированием» выполнена на основании исследований проявлений горного давления на Иртышском руднике с помощью пакета GeoMechPacket-2 for MS Excel.

Исследования проводились с целью выявления причин многочисленных аварий и возможных последствий дальнейшей разработки Иртышского рудника.

Исследования проявлений горного давления проводились по заказу корпорации «Казахмыс».

В ходе выполнения работы выполнены:

- Сбор всей доступной документации, относящейся к проявлениям горного давления на Иртышском руднике;
- Выбор метода определения напряжений, действующих в массиве;
- Расчёт действующих напряжений в массиве горных работ по всему Иртышскому руднику;
- Прогноз развития горного давления в блоке при разработке системой с магазинированием руды на глубине 600м от дневной поверхности;

В ходе проведения исследования были реализованы алгоритмы расчёта напряжений, рекомендуемые ИПКОН РАН для расчёта напряжений в маломощных рудных телах по косвенным наблюдениям и данным.

Реализация этих алгоритмов была включена в пакет GeoMechPacket-2 for MS Excel вместе с компонентами, обеспечивающими форматирование и управление большими массивами численных данных.

В результате был получен функциональный инструмент для расчёта и прогноза напряжённого состояния массива горных пород в маломощных телах, позволяющий проводить детальные исследования горного массива без детальных натурных испытаний. Это позволило значительно снизить объём трудоёмких полевых работ, объём же информации, полученной с помощью этого пакета, и её детальность во много раз превысила все остальные способы получения подобной информации.

Незначительный объём натурных испытаний, проведённых на Иртышском руднике, не позволил провести надёжную оценку результатов работы данного пакета, поэтому оценка точности и достоверности результата полностью основывается на исследованиях ИПКОН РАН, проведённых при разработке данных алгоритмов.

2. Горно-геологические условия разработки Иртышского месторождения.

2.1. Геолого-промышленная характеристика Иртышского месторождения

Иртышское полиметаллическое месторождение находится в Центральной части Березовско-Белоусовского рудного поля. По административному делению площадь месторождения относится к Глубоковскому району Восточно-Казахстанской области Республики Казахстан.

Месторождение открыто в 1953 году, первый генеральный подсчет запасов произведен по состоянию на 1.01.1967г. и утвержден ГКЗ СССР протоколом №5220, второй – выполнен по состоянию на 1.07.1981г. и утвержден ГКЗ СССР протоколом №8398 от 2.02.1982г.

С 1964 года месторождение отрабатывается Иртышским рудником.

Рудник залежи приурочен к Иртышской свите, которая представлена кислыми туфами, лавами липаритовых, липаритдацитовых порфиров, кварцитами по кислым породам, прослоями хлорито-серицито-кварцевых и углисто-серицито-кварцевых сланцев по алевролитам.

В структурном отношении месторождение представляет собой моноклираль северо-западного простирания с крутым северо-восточным падением пород.

Основной рудовмещающей структурой является зона повышенного рассланцевания эффузивно-осадочных пород, превращенных в процессе гидротермального изменения в микрокварциты, серицито-кварцевые, хлорито-серицито-кварцевые образования.

Запасы Иртышского месторождения сосредоточены в Основной, Юго-Восточной залежи и рудном теле №2.

Основная залежь (ОЗ) является наиболее сплошным в морфологическом отношении рудным объектом. Она локализуется вдоль пластинообразных глыб. Сплошность морфологии залежи обусловлена разветвлением ее северо-западного фланга на три ветви:

- Северо-восточную ветвь;
- Юго-западную ветвь;
- Ветвь лежачего бока.

Длина залежи по простиранию составляет 2550м, падение северо-восточное, крутое до вертикального и иногда даже обратное. Ширина залежи по падению в среднем составляет 280м и колеблется в пределах от 100м до 580м. Средняя мощность залежи 3,5м, но колебания мощности значительны: от полных пережимов до 20м; в местах сочленения указанных выше ветвей мощность рудного тела увеличивается до 30м.

Юго-Восточная залежь (ЮВЗ) имеет более простое строение и представлена крутопадающим рудным телом лентовидной формы. Основная и Юго-Восточная залежи на расстоянии 1700м (между профилями VI-XXII) кулисообразно заходят друг за друга, при этом северо-западный фланг Юго-Восточной залежи погружается под Основную на глубину до 400м. Прослеженная длина Юго-Восточной залежи

составляет 3800м, средняя ширина по падению 290м, максимальная – 500м. Падение залежи северо-восточное, близкое к вертикальному. Средняя мощность – 2,7м при колебании ее от пережимов до 14м.

Рудное тело №2 прослежено по простиранию на 2580м, средняя ширина по падению 140м, средняя мощность – 1,36м. Верхняя и нижняя кромки почти параллельны и располагаются горизонтально. Падение рудного тела имеет почти вертикальное. Оно располагается между высотными отметками +400м до +200м, иногда выходит на эрозионный срез. Рудное тело №2 расположено над Юго-Восточной залежью.

Руды месторождения полиметаллические сульфидные. Зона окисления обычно не превышает 10-15м от поверхности палеозойских пород.

По текстурному признаку руды разделяются на сплошные, вкрапленные и прожилково-вкрапленные. Основная залежь содержит сплошных руд 45%, вкрапленных 55%; ЮВЗ – сплошных руд 30%, вкрапленных 70%. Руды месторождения по вещественному составу представляют собой чрезвычайно сложные многокомпонентные смеси сульфидов цветных металлов. Главными рудными минералами являются: пирит, халькопирит, галенит, сфалерит. Из нерудных преобладают кварц, барит.

Анализами установлено присутствие 22-х полезных компонентов. Из них три элемента – медь, свинец и цинк – являются основными, девять элементов – золото, сера пиритная, серебро, кадмий, селен, теллур, индий, сурьма, висмут – содержатся в рудах количествах, промышленных для попутного извлечения.

Постоянно в рудах присутствует пирит в количестве 20-40%, содержание кварца варьирует от 15% до 60%.

Мощность рудных тел варьирует от первых десятков сантиметров до 7-10м. В среднем составляет 2-4м. Контакты сплошных руд с вмещающими породами четкие. Среднее содержание меди составляет 1,2-2,5%, свинца 0,5-1,0%, цинка – 4-8%, золота – 0,3-0,4г/т, серебра – 70-90г/т.

Объемный вес руды в зависимости от содержания полезных компонентов варьирует от 3,0 до 3,6т/м³, вмещающих пород – 2,7т/м³. Влажность руд в массиве 0,11%, вмещающих пород 0,3-0,4%.

Вмещающие породы представлены кварц-серицитовыми, кварц-серицит-калишпатовыми, кварц-хлоритовыми сланцами с подчиненным значением интрузивных пород, представленных порфирами и порфиритами.

Породы лежащего бока рудных тел по сравнению с висячим боком более ослаблены, коэффициент крепости по шкале проф. М.М. Протодяконова составляет 6-10, висячего бока 8-12.

Породы лежащего бока более рассланцованы, трещиноваты. По степени устойчивости вмещающие породы относятся к средней устойчивости, в местах развития интенсивной трещиноватости, пересечения тектонических зон относятся к неустойчивым.

Крепость руд существенно выше крепости вмещающих пород и варьирует в пределах 10-16 по М.М. Протодяконову. Руды слабо трещиноватые, устойчивость их средняя до устойчивых, в местах пересечения с пострудными тектоническими зонами руды могут быть неустойчивыми.

Полиметаллические руды Иртышского месторождения относятся к слабослеживаемым.

По среднему содержанию серы общей – 15,5% и серы пиритной – 10,4% месторождение не является пожароопасным.

Содержание свободной кремнекислоты в рудах и породах месторождения колеблется от 15% до 59% - месторождение является силикозоопасным.

Максимально ожидаемый водоприток на 15 горизонте – 300м³/час.

Запасы руды, металлов и качественная характеристика

Количество запасов с разбивкой по горизонтам и рудным телам, их качественная характеристика по содержанию полезных компонентов приведены в таблице 2.1.

Таблица 2.1

ЗАПАСЫ руды и металлов по горизонтам Иртышского месторождения по состоянию на 1.01.2004г.

| Залежь, рудное тело | Горизонт | Категория запасов | Руда, тыс. т | Содержание, %, г/т | | | | | Металл, т, кг | | | | |
|----------------------|----------|-------------------|--------------|--------------------|------|------|------|-------|---------------|--------|--------|--------|---------|
| | | | | Cu | Pb | Zn | Au | Ag | Cu | Pb | Zn | Au | Ag |
| Основная залежь | 2 | B | 4,0 | 2,00 | 0,62 | 3,25 | 0,02 | 25,2 | 80 | 25 | 130 | - | 101 |
| | 3 | B | 8,6 | 2,04 | 0,70 | 4,72 | 0,45 | 70,0 | 175 | 65 | 406 | 4,0 | 602 |
| | 5 | B | 12,0 | 2,47 | 1,17 | 4,72 | 0,44 | 81,4 | 297 | 141 | 568 | 5,3 | 980 |
| | 6 | B | 29,0 | 1,67 | 0,91 | 5,34 | 0,43 | 65,8 | 485 | 264 | 1551 | 12,4 | 1911 |
| | 7 | B+C1 | 45,5 | 1,26 | 0,84 | 5,16 | 0,31 | 57,7 | 575 | 383 | 2349 | 14,0 | 2627 |
| | 8 | B+C1 | 174,6 | 1,35 | 0,96 | 5,37 | 0,29 | 63,9 | 2361 | 1670 | 9377 | 50,3 | 11155 |
| | 9 | B+C1 | 265,4 | 1,53 | 1,04 | 6,29 | 0,41 | 70,0 | 4052 | 2768 | 16687 | 107,9 | 18571 |
| | 10 | B+C1 | 472,8 | 1,56 | 0,68 | 4,03 | 0,28 | 50,2 | 7393 | 3197 | 19061 | 132,2 | 23723 |
| | 11 | B+C1 | 358,5 | 2,44 | 0,93 | 6,37 | 0,67 | 93,4 | 8745 | 3330 | 22832 | 241,5 | 33493 |
| | 12 | C1 | 912,1 | 3,33 | 1,32 | 8,20 | 0,47 | 120,0 | 30339 | 12087 | 74757 | 428,7 | 109452 |
| | 13 | C1 | 594,5 | 3,56 | 1,57 | 9,98 | 0,61 | 150,5 | 20127 | 8858 | 56346 | 344,3 | 84957 |
| | 14 | C1 | 151,3 | 3,08 | 1,16 | 8,25 | 0,48 | 114,9 | 4660 | 1755 | 12482 | 73,0 | 17384 |
| Итого ОЗ | | B+C1 | 2998,3 | 2,64 | 1,15 | 7,22 | 0,47 | 101,7 | 79289 | 34543 | 216546 | 1413,6 | 304956 |
| Юго-Восточная залежь | 6 | B+C1 | 229,9 | 0,68 | 0,57 | 4,62 | 0,29 | 43,9 | 1569 | 1317 | 10633 | 66,8 | 10099 |
| | 7 | C1 | 193,1 | 0,70 | 0,85 | 5,61 | 0,29 | 79,4 | 1348 | 1634 | 10834 | 56,5 | 15339 |
| | 8 | B+C1 | 247,9 | 0,96 | 1,04 | 5,14 | 0,31 | 88,7 | 2387 | 2581 | 12755 | 76,5 | 21998 |
| | 9 | B+C1 | 184,1 | 1,29 | 0,66 | 3,96 | 0,24 | 63,7 | 2371 | 1216 | 7285 | 44,3 | 11733 |
| | 10 | C1 | 666,3 | 1,56 | 0,60 | 3,89 | 0,25 | 63,5 | 10415 | 3976 | 25937 | 165,2 | 42289 |
| | 11 | C1 | 1089,6 | 1,79 | 0,99 | 5,68 | 0,18 | 54,4 | 19500 | 10761 | 61942 | 196,0 | 59322 |
| | 12 | C1 | 1707,3 | 2,25 | 0,63 | 4,64 | 0,25 | 60,9 | 38414 | 10756 | 79219 | 423,0 | 103917 |
| | 13 | C1 | 1858,8 | 2,16 | 0,67 | 4,68 | 0,25 | 61,4 | 40223 | 12410 | 86992 | 461,0 | 114108 |
| | 14 | C1 | 893,7 | 2,45 | 0,66 | 5,31 | 0,27 | 62,9 | 21915 | 5860 | 47453 | 242,1 | 56159 |
| | 15 | C1 | 77,4 | 1,87 | 0,52 | 4,63 | 0,34 | 81,6 | 1447 | 402 | 3584 | 26,0 | 6316 |
| Итого ЮВЗ | | B+C1 | 7141,7 | 1,95 | 0,71 | 4,85 | 0,25 | 61,8 | 139589 | 50913 | 346634 | 1757,4 | 441280 |
| Рудное тело 2 | | C1 | 586,0 | 1,04 | 1,02 | 7,46 | 0,40 | 89,7 | 6094 | 5977 | 43716 | 236,0 | 52573 |
| ВСЕГО | | B+C1 | 10726 | 2,10 | 0,85 | 5,66 | 0,32 | 74,5 | 224972 | 91433 | 606896 | 3407 | 798809 |
| | | C2 | 4343 | 2,06 | 0,63 | 4,00 | 0,41 | 94,5 | 89500 | 27200 | 173700 | 1784 | 410500 |
| | | B+C1+C2 | 15069 | 2,09 | 0,79 | 5,18 | 0,34 | 80,2 | 314472 | 118633 | 780596 | 5191 | 1209309 |

Горно-геологические условия и физико-механические свойства пород и руд

Иртышское месторождение представлено пластообразными рудными телами, залегающими согласно с вмещающими породами и имеющими почти вертикальное падение. В местах флексурных перегибов падение рудных тел выполаживается до 45-15° (около 40% от всех запасов). Руды сплошные и вкрапленные. С поверхности месторождение перекрыто кайнозойскими суглинками и глинами. Общая мощность рыхлых отложений 15-120 м (в среднем – 60 м).

Глины на контакте с выветрелыми обводненными коренными породами находятся в пластичном состоянии, при вскрытии приобретают способность течь. Мощность зоны выветривания коренных пород и окисления и вторичного сульфидного обогащения руд в среднем 40-60 м. В этой зоне породы и руды сильно трещиноваты, каолинизированы, выщелочены и обводнены.

Ниже зоны выветривания вмещающие сланцеватые породы и руды равномерно разбиты разнонаправленными трещинами и крупными нарушениями с небольшими амплитудами смещения. При проходке выработок породы разделяются на тонкие плитки по сланцеватости, что обуславливает их слабую устойчивость вблизи рудных тел или в зонах интенсивной трещиноватости.

Физико-механические свойства пород и руд изучались институтом ВНИИцветмет в 1965-69 г.г.

Коэффициенты крепости пород и руд Иртышского месторождения

| Породы, руды | f |
|--|-------|
| <u>Рыхлые отложения:</u> | 1-1,5 |
| суглинки | 2-3 |
| бурые | 4-6 |
| красно-бурые глины | 7-9 |
| <u>Руда:</u> | |
| Сплошная | 10-14 |
| вкрапленная | 15-18 |
| <u>Углисто-серицито-кварцевые сланцы:</u> | |
| Сильно рассланцованные | 2-3 |
| окремненные | 4-6 |
| Сильно окремненные | 7-9 |
| <u>Хлоритизированные серицито-кварцевые сланцы:</u> | |
| Сильно рассланцованные | 4-6 |
| Слабо окремненные и окремненные | 7-9 |
| Сильно окремненные | 10-14 |
| <u>Порфириды:</u> | |
| Хлоритизированные, рассланцованные, трещиноватые | 4-6 |
| Окремненные | 7-9 |
| Слабо рассланцованные | 10-14 |
| <u>Кварциты:</u> | |
| Сильно рассланцованные и трещиноватые | 7-9 |
| Рассланцованные | 10-14 |
| Слабо рассланцованные | 15-18 |
| <u>Порфиroidы:</u> | |
| Слабо окремненные, хлоритизированные и серицитизированные | 4-6 |
| Рассланцованные и окремненные | 7-9 |
| Окремненные | 10-14 |
| Сильно окремненные | 15-18 |

ВНИИцветмет установил средние значения коэффициентов крепости:

- Лежащий бок $f = 4 \div 6$;
- Висячий бок $f = 7 \div 9$;
- В зоне, примыкающей к рудному телу, $f = 4 \div 6$ (с обоих боков);
- В рассланцованных и раздробленных зонах нарушений и в зоне выветривания $f = 2 \div 3$;
- Зона окварцевания в лежащем боку (от 0 до 16 геологического разрезов) $f = 7 \div 9$;
- Крепость руд (сплошных $f = 10 \div 14$; вкрапленных $f = 15 \div 18$) значительно выше крепости вмещающих пород.

По среднему содержанию общей серы (15-20%) и пиритной серы (10,4%) месторождение не является пожароопасным.

Объемный вес вмещающих пород - $2,7 \text{ т/м}^3$, балансовых руд – $3,5 \text{ т/м}^3$. Абразивность пород и руд средняя и ниже средней.

2.2. Горные работы

Все стволы шахт соединяются между собой полевыми штреками на горизонтах, в результате чего обеспечивается единая схема транспорта и вентиляции. Свежий воздух подается по шахтам «Вспомогательная» ($90\text{м}^3/\text{сек}$), «Иртышская» ($40\text{м}^3/\text{сек}$), а загрязненный воздух выдается по стволу «РЭШ» до 3 горизонта и далее к «Вентиляционному шурфу №2» с помощью вентиляторов ВУД-31м или ВОД-21 на поверхность. Для обеспечения проветривания северо-западного фланга Основной залежи установлен подземный вентилятор ВОД-21 на 7 горизонте в сечении 44.

При доразведке запасов и принятии более пологих углов сдвижения пород в предохранительных целиках шахт «Вспомогательная» и «Скиповая» оказалось 40% запасов Основной залежи и 46% запасов первого рудного тела, а в предохранительном целике шахты «РЭШ» оказалось соответственно 15% и 14%. Ниже 9 горизонта общее количество запасов этих залежей, находящихся в предохранительных целиках, достигает 67% и более.

При отработке запасов руды в вышеуказанных целиках по проектам «Казгипроцветмет» применялись системы разработки с заполнением выработанного пространства твердеющей (первичные камеры и днища) и гидравлической (вторичные камеры) закладкой.

ЮВЗ было принято отрабатывать с гидравлической закладкой камер и последующей отработкой междублоковых и междуэтажных целиков системой подэтажного обрушения.

Для восполнения выбывающих мощностей предусмотрены объемы работ и направления горных работ по вскрытию и отработке запасов 9-13 горизонтов Основной залежи и прилегающих к ней рудных тел, объемы работ по ЮВЗ, определены системы разработки:

в предохранительных целиках:

- подэтажные штреки с бетонными целиками и гидрозакладкой;
- горизонтальными слоями с бетонными целиками;
- с магазинированием руды и бетонными целиками;

вне предохранительных целиков:

- подэтажными штреками с гидравлической закладкой;
- горизонтальными слоями с гидравлической закладкой;
- с магазинированием руды и гидрозакладкой;
- подэтажное обрушение для отработки междублоковых и междуэтажных целиков.

Проектное вскрытие месторождения стволами шахт выполнено в полном объеме.

Вскрытие месторождения на горизонтах осуществлялось полевыми штреками с заездами на руду (через 100м), подготовка руды на горизонте производилась проходкой рудного штрека.

Для осуществления закладочных работ у копра шахты «Скиповая» были построены и работали:

- бетонозакладочный комплекс для приготовления твердеющей закладочной смеси и гидрозакладки производительностью $60\text{м}^3/\text{час}$;
- дробильно-измельчительный узел такой же производительности.

Подача бетонной и гидравлической закладки осуществлялась первое время по трубам $\varnothing 159\text{мм}$, проложенным по стволу шахты «Скиповая» до 4 горизонта, в последующем были пробурены скважины с поверхности до 4 горизонта для подачи закладочной смеси.

Для подачи в шахту сухой породной закладки имеется породоспуск с поверхности у шахты «Вспомогательная».

Для подачи гидрозакладки в блоки ЮВЗ у ствола шахты «Иртышская» был построен гидрозакладочный комплекс производительностью $60\text{м}^3/\text{час}$. Подача закладки производилась по скважинам, пробуренным с поверхности до 6 горизонта.

В настоящее время бетонозакладочные комплексы разукomплектованы и не действуют.

Отработка рудных тел велась системами разработки с закладкой с удельным весом:

- подэтажными штреками – 52%;
- горизонтальными слоями – 40,7%;
- подэтажным обрушением – 2,3%;
- с магазинированием – 5%.

В 1999 году корпорацией «Казахмыс» был разработан «Технологически регламент на разработку нижних горизонтов Иртышского рудника системами с отбойкой руды из восстающих с применением проходческих и очистных комплексов с монорельсовым перемещением». Внедрение предлагаемых технических решений позволяло резко повысить эффективность отработки Иртышского месторождения. Одним из мероприятий было предложение производить погашение выработанного пространства путем погашения вмещающих пород вместо закладки, включая запасы в пределах предохранительных целиков. В качестве горной меры охраны стволов шахт предусматривается оставление барьерных целиков, с помощью которых процесс сдвижения горных пород локализуется в замкнутых областях и не достигает охраняемых объектов.

В опытном порядке был подготовлен и отработан по новой технологии, с отбойкой руды из восстающего с использованием механизированного комплекса с монорельсовым перемещением, блок 1034. Однако, из-за конструктивных недоделок механизированного комплекса эта технология дальнейшего развития не получила.

Существующее состояние горных работ

В настоящее время ведется отработка запасов руды согласно календарного графика отработки Иртышского рудника: на 10, 11, 12, 13 горизонтах Основной залежи и на 6, 8, 9, 10 и 11 горизонтах Юго-Восточной залежи.

Ведется вскрытие запасов руды полевым штреком 11 горизонта по ЮВЗ и ОЗ на 13 горизонте.

Водоотлив осуществляется по проекту института «Казгипроцветмет». Имеются две насосные станции главного шахтного водоотлива на 9 и 15 горизонтах, оборудованные насосами ЦНС.

Транспортировка добытой руды по горизонтам осуществляется железнодорожным транспортом, шахтными контактными электровозами К-10 в вагонетках ВГ-2,2 к центральному рудоспуску у ствола шахты «Скиповая». По концентрационному 13 горизонту вся добытая руда доставляется на дробильно-дозаторный комплекс шахты «Скиповая» и скипами выдается в приемный бункер на поверхность. Далее руда автомобильным транспортом перевозится на Березовскую обогатительную фабрику.

Отбитая порода в шахте по горизонтам транспортируется в вагонах УВБ-1,6 с боковой разгрузкой к центральному породоспуску и по 13 горизонту, по породному тракту по стволу шахты «Скиповая» выдается в породный отвал на поверхности.

В 2002 году, в связи с отсутствием на предприятии механизированных комплексов с монорельсовым перемещением для применения варианта этажно-камерной системы разработки со скважинной отбойкой руды из восстающих, руководством корпорации «Казахмыс» было принято решение о внедрении системы разработки с магазинированием руды для условий Иртышского и Белоусовского рудников. Было получено разрешение Департамента по государственному надзору за ЧС, техническому и горному надзору РК (Протокол №11 от 12.12.02г.) на применение системы разработки с магазинированием руды при средней устойчивости руды и вмещающих пород на Иртышском и Белоусовском рудниках. Отделением Жезказганского проектного института был разработан типовой проект на отработку блоковых запасов руды системой с магазинированием руды для условий Иртышского и Белоусовского рудников с определением всех параметров блока и размеров выработок, камер, целиков. Этот проект был согласован с Восточно-Казахстанской облгосинспекцией по предупреждению и ликвидации ЧС (протокол №59 от 17 февраля 2003г.).

За почти двухлетний период система разработки с магазинированием руды была испытана и внедрена на Иртышском руднике в 40 блоках, было добыто с применением этой системы разработки более 347 тыс. т руды.

Для отработки пологопадающих частей рудных тел (северо-западный фланг ОЗ) применяется столбовая система с обрушением налегающих пород, при мощности руды более 3м, и столбовая система с однослойной выемкой и креплением при мощности рудного тела до 3м.

Для отработки крутопадающей руды мощностью более 5м применяется система с камерной выемкой из буровых штреков с погашением пустот обрушением вмещающих пород.

При отработке маломощных рудных тел (до 10м) применяется система горизонтальных слоев с закладкой выработанного пространства подрывом вмещающих пород.

Отработка междублоковых и междуэтажных целиков производится системой подэтажного и этажного обрушения на компенсационные, отработанные камеры.

На основании технологического регламента на разработку нижних горизонтов Иртышского рудника и проекта ИГД им. Д.А. Кунаева (г. Алматы) погашение выработанного пространства производится путем обрушения вмещающих пород с полным заполнением пустот.

Годовая производительность и режим работы рудника

Годовая производительность рудника - 700 тысяч тонн руды в год.

Режим работы – 365 рабочих дней в году, количество рабочих смен – 3, продолжительность смены 7 часов.

Горнокапитальные и горноподготовительные работы

Основная залежь

Горношахтные работы по вскрытию запасов руды на 13 горизонте заключаются в проходке полевого штрека и камерных выработок согласно проекта «Казгипроцветмет» и ИГД им. Д.А. Кунаева с транспортными заездами до пересечения с рудным телом и далее на длину железнодорожного состава через каждые 100м. Для механизированной перевозки людей между 13 и 11 горизонтами (разность высотных отметок 100м) согласно ВНТП 13-2-93 предусматривается проходка восстающих для лифтовых подъемников на группу блоков общей протяженностью 500м.

Проходка рудного штрека на 13 горизонте исключается. Исключается строительство 12 горизонта. Высота этажа увеличивается до 100м.

Юго-Восточная залежь

Для вскрытия запасов руды по этой залежи на 11 и 13 горизонтах предусматривается проходка полевого штрека с камерными выработками по проекту «Вскрытие и подготовка 9-13 горизонтов Иртышского рудника» (Казгипроцветмет), 1981г. С полевого штрека проходятся транспортные заезды на руду через каждые 100м до пересечения с рудным телом и далее на длину железнодорожного состава (25м).

Для обеспечения механизированной перевозки людей между 13 и 11 горизонтами (разность высотных отметок 100м) согласно ВНТП 13-2-93 проходятся восстающие для лифтовых подъемников на группу блоков общей протяженностью 500м. Строительство 12 горизонта и проходка рудного штрека на 11 и 13 горизонтах исключается, увеличивается высота этажа до 100м.

Сечение полевых штреков определено в проектах «Казгипроцветмет» и составляет $7,5\text{м}^2$ вчерне. Крепление полевых штреков производить согласно принятого решения руководством корпорации «Казахмыс» (Протокол от 22 июня 2004г.) и «Инструкции по применению сталеполимерной крепи» ВНИИцветмет сталеполимерными штангами по сетке $0,8 \times 0,8\text{м}$ с последующим торкретированием толщиной до 5см. Откаточные квершлагги, проходимые вкрест простирания, на основании «Инструкции по выбору типа крепи...» ВНИИцветмет проходятся без крепления.

Выбор вида и конструкции крепи обосновывается в паспорте крепления в каждом конкретном случае.

Трасса полевых штреков корректируется геолого-маркшейдерской службой рудника по положению рудного тела.

Системы разработки**2.2.А. Система разработки с магазинированием руды.**

На основании протокольного решения руководства корпорации «Казахмыс» и разрешения Департамента по государственному надзору за чрезвычайными ситуациями, техническому и горному надзору РК (Протокол №11 от 12.12.02г.) основной системой разработки в соответствующих горно-геологических условиях для Иртышского рудника стала система с магазинированием руды.

Эта система разработки применяется при мощности рудного тела до 5м, крутом угле падения (более 65°); устойчивость руд и вмещающих пород должна быть не ниже средней. Руда должна быть не склонной к окислению и слеживанию, не пожароопасной.

Расчет устойчивости параметров камер и целиков произведен по методике, изложенной в «Технологическом регламенте на разработку нижних горизонтов Иртышского рудника...» (корпорация «Казахмыс», 1999г.).

Расчет выполнен главным геомехаником-консультантом корпорации «Казахмыс» д.т.н., проф. Макаровым А.Б. согласно протокола совещания при заместителе Председателя Агентства РК по ЧС г. Оглове В.В. от 7.07.04г.

Предельный пролет пород висячего бока по падению

Устойчивость висячего бока определяется предельным пролетом по падению, для определения которого используют расчетную схему балки, защемленной по контуру, наклоненной к горизонту под углом падения залежи α и нагруженной собственным весом.

Нагруженное состояние такой балки определяется ее изгибом и продольным растяжением (в верхней части пролета по падению) и сжатием (в нижней части). Толщину балки определяет мощность слоя пород, залегающих в висячем боку.

Предельный пролет висячего бока по падению $a_{пр}$ при неограниченной длине блока по простиранию определяется по известной формуле проф. Борисова А.А.:

$$a_{пр} = \chi \left\{ \left[m^2 \cdot \operatorname{tg}^2 \alpha / 4 + 2m\sigma_{р.м.} / (\gamma \cdot \cos \alpha) \right]^{0,5} - m \cdot \operatorname{tg} \alpha / 2 \right\},$$

где: γ - удельный вес породы, 2,7т/м³; χ - коэффициент, учитывающий влияние времени на устойчивость обнаженных пород висячего бока, по результатам исследований ВНИИцветмет для Иртышского рудника значение этого коэффициента следует принять 0,8; m - мощность слоя пород, залегающих в висячем боку (мощность балки), т.к. анкера сталеполимерной крепи устанавливаются вкрест сланцеватости пород с поверхности замагазинированной руды по сетке 1,5м×1,0м (1,5м по простиранию, 1,0м по падению) на глубину 1,8м по рекомендации ВНИИцветмет, в расчетах принимаем $m = 1,8$ м; $\sigma_{рм}$ - прочность массива пород висячего бока на растяжение, по данным ИГД им. Д.А. Кунаева средняя прочность сланцев на растяжение в образце составляет $\sigma_{ро} = 7,8$ МПа. Для расчета прочности массива висячего бока на разрыв введем коэффициент структурного ослабления массива трещинами $K_w = 0,4$. Тогда прочность массива пород висячего бока на растяжение по направлению сланцеватости составит:

$$\sigma_{рм} = \sigma_{ро} \cdot K_w = 7,8 \cdot 0,4 = 3,1 \text{ МПа}.$$

Допустимый пролет камеры по простиранию

В тех случаях, когда проектный пролет камер по падению a превышает предельный пролет ($a > a_{пр}$), для обеспечения устойчивости висячего бока необходимо ограничить пролет обнажения по простиранию величиной $b_{доп}$. Допустимый пролет по простиранию $b_{доп}$ определяется через эквивалентный пролет $L_{э}$ обнажения, который приравнивается к предельному $a_{пр}$:

$$L_{э} = \frac{a \cdot b_{доп}}{(a^2 + b_{доп}^2)^{0,5}}$$

Высота этажа $h_{э}$ между горизонтами составляет 50м. С учетом оставления надштрекового целика (10м) и потолочины (5м) подштрекового целика пролет обрабатываемой камеры по падению на Иртышском руднике будет 35м.

Предельный пролет камеры по падению $a_{пр}$, рассчитанный по вышеприведенной формуле для различных углов падения рудного тела, и допустимые пролеты камер по простиранию приведены в таблице № 2.1.

Таблица №2.1

| Угол падения рудного тела, град. | 70 | 75 | 80 | 85 |
|--|-----------|-----------|-----------|-----------|
| Предельный пролет по падению | 26 | 29 | 35 | 48 |
| Допустимый пролет камеры по простиранию при высоте камеры по падению 35м | 40 | 54 | * | * |

* пролет по простиранию не ограничен

Для дальнейших расчетов в качестве устойчивых принимаем следующие пролеты камер в очистных блоках:

- пролет по падению – 35м;
- пролет по простиранию – 40м.

Результаты данных расчетов подтверждаются практическим опытом горных работ.

Расчет междуэтажных целиков

Междуэтажный целик (МЭЦ) состоит из днища камеры вышележащего этажа высотой $h_{дн}$ (надштрекового целика) и потолочины камеры нижележащего этажа $h_{пот}$. С учетом ослабления днища выработками выпуска эквивалентную высоту МЭЦ определяем по формуле:

$$h_{эКВ} = 0,25 \cdot h_{дн} + h_{пот}$$

- коэффициент концентрации в зоне опорного давления:

$$K_{к} = 1 + 0,5 \cdot (\Delta K_{к} + 2,4), \text{ где } \Delta K_{к} = \frac{0,2 \cdot m}{0,5 \cdot h_{эКВ}^2 \cdot \text{ctg}^2 \alpha + 0,08 \cdot m}$$

- вертикальная нагрузка на целик:

$$P_{в} = b_{доп} \cdot \gamma \cdot H \cdot K_{к} \cdot \left[\frac{h_{эКВ}}{\text{tg} \alpha} + 0,5 \cdot \frac{h_{э} - h_{эКВ}}{b_{доп} \cdot \text{tg} \alpha + h_{э} - h_{эКВ}} \right]$$

- горизонтальная нагрузка на МЭЦ:

$$P_{г} = \lambda \cdot b_{доп} \cdot \gamma \cdot H \cdot K_{к} \cdot \left[h_{эКВ} + \frac{0,5 \cdot b_{доп} \cdot (h_{э} - h_{эКВ})}{b_{доп} + h_{э} - h_{эКВ}} \right],$$

где λ - коэффициент бокового давления вкrest простирания залежи в природном поле напряжений, $\lambda=0,6$.

- суммарная нагрузка на МЭЦ:

$$F = P_r + \frac{P_b}{\operatorname{tg} \alpha}$$

- условие прочности МЭЦ проверяется соблюдением неравенства:

$$\frac{\sigma_o \cdot K_{стр} \cdot K_{вр} \cdot K_{\phi} \cdot h_{эв} \cdot b_{доп}}{F} \geq K_{зап}$$

где: σ_o – прочность руды на сжатие в образце; коэффициенты: $K_{стр}$ – структурного ослабления; $K_{вр}$ – влияния времени службы целика; K_{ϕ} – формы целика; $K_{зап}$ – проектный коэффициент запаса прочности.

В соответствии с «Временными методическими указаниями по определению размеров целиков различного назначения и пролетов камер для условий рудников Иртышской зоны смятия», КазНИМИ, 2001г., принимаем:

$$\sigma_o=140\text{МПа}; K_{стр}=0,52; K_{вр}=1; K_{\phi}=7,5/4=1,88; K_{зап}=1,65.$$

Определяем запас прочности междуэтажного целика, если высота днища вышележащего горизонта $h_{дн}=10\text{м}$, а толщина потолочины нижележащего горизонта $h_{пот}=5\text{м}$. Берем для расчетов среднюю мощность руды $m=4\text{м}$, средний угол падения $\alpha=80^\circ$, высоту этажа $h_э=50\text{м}$, устойчивый пролет камер по простиранию $b_{доп}=40\text{м}$. Принимаем $h_{дн}=10\text{м}$ и $h_{пот}=5\text{м}$, тогда $h_{эв}=7,5\text{м}$

По приведенным выше формулам находим $\Delta K_k=0,66; K_k=2,53; \lambda=0,6$. Нагрузки на междуэтажные целики зависят от глубины, на которой они находятся. Поэтому результаты расчетов для разных горизонтов сведены в таблицу №2.2.

Таблица 2.2

Расчетный запас прочности МЭЦ на Иртышском руднике

| Горизонт | Глубина, м | Действующее напряжение, МПа | Коэффициент запаса прочности |
|----------|------------|-----------------------------|------------------------------|
| 10 | 650 | 68 | 2,00 |
| 11 | 700 | 73 | 1,87 |
| 12 | 750 | 78 | 1,75 |

Условие прочности МЭЦ выполняется с установленным коэффициентом запаса прочности на всех горизонтах, где они будут ослабляться.

Расчет временных междуканерных (междублоковых) целиков

В соответствии с «Временными методическими указаниями...» по технологическим соображениям необходимо принять проектную ширину междуканерного целика x . Для наших условий принимаем $x=10\text{м}$.

В МКЦ необходимо пройти вентиляционно-ходовой восстающий, из которого в камеры с заданным шагом по высоте проходятся вентиляционно-ходовые сбойки. Данные выработки ослабляют МКЦ, что в расчете учитывается коэффициентом ослабления:

$$K_{осл} = \frac{(x - x_b - 0,4) \cdot (h_{пр} - h_p - 0,4)}{x \cdot h_{пр}}$$

где: $x=10\text{м}$ – проектная ширина целика; $x_b=2,65\text{м}$ – проектная ширина восстающего в МКЦ; $h_{пр}=8\text{м}$ – расстояние по высоте между осями вентиляционно-ходовых сбоек; $h_p=2\text{м}$ – высота сбойки в целике.

При данных характеристиках целика и выработок в нем коэффициент ослабления равен $K_{осл}=0,48$.

Коэффициент зоны влияния формы целика на его несущую способность в соответствии с «Временными методическими указаниями...» определяем по формуле:

$$K''_{\phi} = \sqrt{\frac{x}{m}}$$

Рассчитываем нагрузки на междокамерный целик:

- горизонтальную P_r ;
- вертикальную P_B ;
- результирующую R .

Горизонтальная нагрузка на МКЦ зависит от глубины горных работ и коэффициента бокового давления вкрест простирания и находится по формуле:

$$P_r = \lambda \cdot \gamma \cdot H \cdot a \cdot \left(x + \frac{a \cdot b_{доп}}{a + b_{доп}} \right)$$

Вертикальная нагрузка на целик P_B обусловлена действием гравитационных сил давления налегающей толщи пород:

$$P_B = \gamma \cdot H \cdot \frac{a}{\operatorname{tg} \alpha} \cdot \left(x + \frac{a \cdot b_{доп}}{a + b_{доп} \cdot \operatorname{tg} \alpha} \right)$$

где: λ - коэффициент бокового давления вкрест простирания в природном поле напряжений, для Иртышского рудника $\lambda=0,6$; γ - удельный вес пород, создающих нагрузку на МКЦ, $\gamma=2,7 \text{ т/м}^3$; α - угол падения рудного тела; a - высота МКЦ по падению, равная пролету камеры по падению; $b_{доп}$ - пролет камер по простиранию; x - проектная ширина МКЦ по простиранию.

Равнодействующая (R) вертикальной (P_B) и горизонтальной (P_r) нагрузок, действующих на МКЦ, определяется по формуле:

$$R = \sqrt{P_B^2 + P_r^2}$$

Направление действия результирующей нагрузки (R) на междокамерный целик задается углом δ от горизонтали, который находится по формуле:

$$\delta = \arctg \frac{P_B}{P_r}$$

Угол ε между нормалью к плоскости контакта руды с вмещающими породами и направлением действия результирующей нагрузки на целик определяется по формуле:

$$\varepsilon = \alpha + \delta - 90^\circ$$

Условие устойчивости МКЦ имеет вид:

$$\frac{R \cdot \sin \alpha \cdot \cos \varepsilon}{x \cdot a \cdot K_{осл}} \leq \frac{\sigma_o \cdot K_{стр} \cdot K_{вр} \cdot K''_{\phi}}{K_{зам}}$$

Преобразуем его к виду, удобному для коэффициента запаса прочности. Левая часть неравенства определяет величину действующих напряжений σ_d в МКЦ:

$$\frac{R \cdot \sin \alpha \cdot \cos \varepsilon}{x \cdot a \cdot K_{осл}} = \sigma_d$$

Числитель правой части неравенства представляет собой прочность МКЦ $\sigma_{МКЦ}$:

$$\sigma_{МКЦ} = \sigma_o \cdot K_{стр} \cdot K_{вр} \cdot K''_{\phi}$$

Соотношение предельных $\sigma_{МКЦ}$ и действующих σ_d напряжений дает проектный коэффициент запаса прочности МКЦ:

$$K_{зап} = \frac{\sigma_{МКЦ}}{\sigma_d}$$

Определим расчетом запас прочности МКЦ шириной $x=10$ м при принятых параметрах камер в условиях Иртышского рудника:

$a=35$ м – высота целиков (пролет камеры по падению);

$b_{доп}=40$ м – длина камеры по простиранию.

Значения остальных параметров, участвующих в расчете прочности МКЦ, в соответствии с «Временными методическими указаниями по определению размеров целиков...», приняты следующие: $\gamma=2,7$ т/м³; $\sigma_o=140$ МПа; $K_{стр}=0,52$; $K_{вр}=1$. Прочность МКЦ при данных условиях составляет $\sigma_{МКЦ}=115$ МПа.

Нагрузка на междукamerные целики, как и на междуэтажные, зависит от глубины, на которой они находятся. Результаты расчетов коэффициентов запаса прочности МКЦ шириной по простиранию $x=10$ м для 10-13 горизонтов Иртышского рудника приведены в таблице 2.3.

Таблица 2.3

| <i>Горизонт</i> | <i>Глубина, м</i> | <i>Действующее напряжение, МПа</i> | <i>Коэффициент запаса прочности</i> |
|------------------------|--------------------------|---|--|
| 10 | 650 | 39 | 2,95 |
| 11 | 700 | 42 | 2,74 |
| 12 | 750 | 45 | 2,56 |
| 13 | 800 | 48 | 2,40 |

Расчетный запас прочности МКЦ на всех глубинах превышает нормативный коэффициент запаса $K_{зап}=2$. Следовательно, условие прочности МКЦ шириной по простиранию 10м выполняется.

Из технологических соображений, с учетом высоты этажа 50м и установленного размера выемочной единицы (блока) по простиранию 50м параметры элементов блока, принимая во внимание результаты произведенных расчетов, следующие:

- высота этажа, м – 50;
- длина блока по простиранию, м – 50;
- высота камеры по простиранию, м – 40;
- высота камеры по падению, м – 35;
- ширина междукamerного (междублокового) временного целика, м – 10;
- высота потолчины (подштрековый целик), м – 5;
- высота днища блока (надштрековый целик) – 10.

Проходка всех выработок осуществляется буровзрывным способом. В вертикальных выработках шпур бурятся телескопными перфораторами ПТ-48, в горизонтальных – ручными перфораторами ПП-63В.

В первую очередь проходятся вентиляционно-ходовые восстающие, обеспечивающие запасные выходы из блока. Очередность проведения горных выработок определяется календарным графиком в каждом локальном проекте.

Очистные работы в камере начинаются после проходки всех необходимых подготовительно-нарезных выработок.

Отбойка руды производится горизонтальными слоями снизу вверх, одним или двумя уступами. Шпуры бурятся горизонтально, вертикально или наклонно. Бурение шпуров производится с деревянных настилов длиной не менее 3,5м. Для обеспечения отбойки руды следующего слоя отбитая руда частично выпускается из замагазинированной камеры. При этом должен быть обеспечен свободный проход людей между отбитой рудой и массивом по всей длине камеры, но не более 2,5м. Во время выпуска руды нахождение людей в камере запрещается..

Крепление очистного пространства и выработок производится металлическими штангами с бетонным или полимерным заполнителем. Крепление сопряжения скреперного штрека с нишами под выпускные дучки осуществляется арочной металлической крепью из спецпрофиля. На каждую выработку начальником участка составляется паспорт крепления.

Выработанное пространство погашается обрушением вмещающих пород. Обрушение вмещающих пород в отработанных камерах инициируется выемкой междукamerных целиков между ними и потолочины одним из способов массового обрушения на отработанные камеры участками не более двух МКЦ и части междуэтажного целика на длину трех камер. При этом пролет выработанного пространства по простиранию становится больше предельного, происходит обрушение пород висячего бока, и выработанное пространство заполняется обрушенными породами.

Объем подготовительных и нарезных работ на блок приведен в таблице 2.4.

Таблица 2.4

| <i>Наименование выработок</i> | <i>Титул</i> | <i>Длина, м</i> | <i>Сечение, м</i> | <i>Объем выемки, м²</i> |
|--------------------------------------|---------------------|------------------------|--------------------------|---|
| Вентиляционно-ходовой восстающий | ГПР | 50 | 4,4 | 220 |
| Скреперный штрек | НР | 50 | 4,1 | 205 |
| Вентиляционно-ходовые сбойки | НР | 37 | 3,7 | 136 |
| Ниши и дучки | НР | 42 | 3,4 | 142 |
| Отрезные восстающие | НР | 66 | 4,4 | 290 |
| Горизонт воронок | НР | 40 | 4,0 | 160 |
| Всего проходческих работ | | 285 | | 1153 |

При запасах руды в блоке 25 тыс. тонн (среднее значение) получаем показатели по системе:

- удельный объем подготовительных работ, м³/1000т – 2;
- удельный объем нарезных работ, м³/1000т – 37,3;
- потери, % - 10,3;
- разубоживание, % - 17,0.

(Потери и разубоживание по системе взяты из расчетов ИГД им. Д.А. Кунаева, 2001г.)

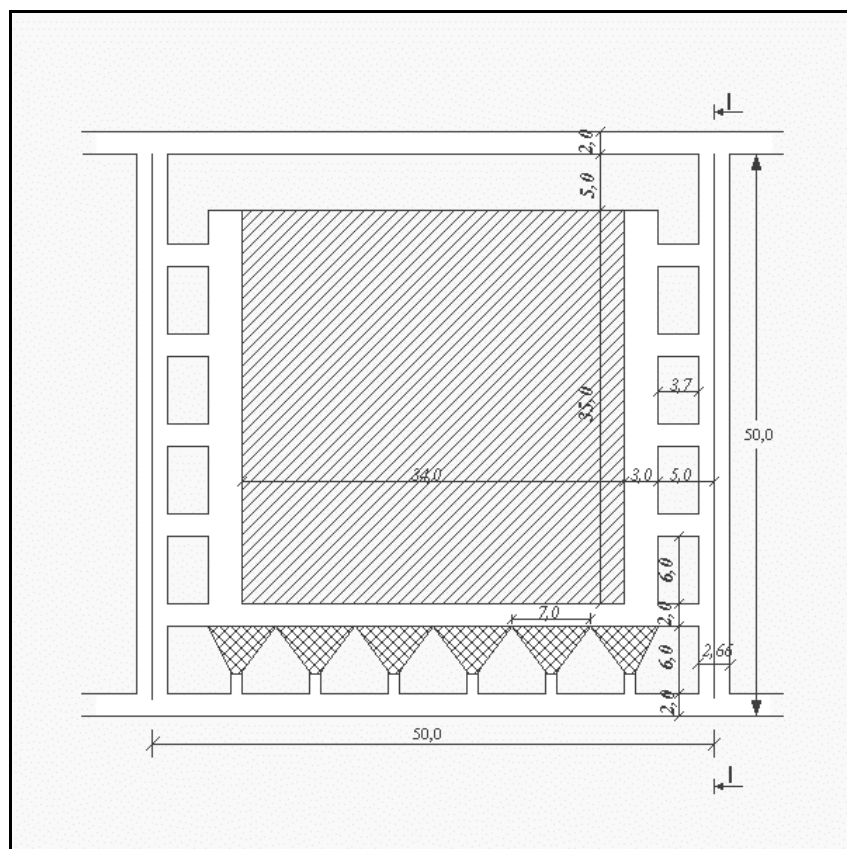


Рис. 2.1. Вертикальный разрез блока, разрабатываемого системой с магазинированием руды, по простиранию.

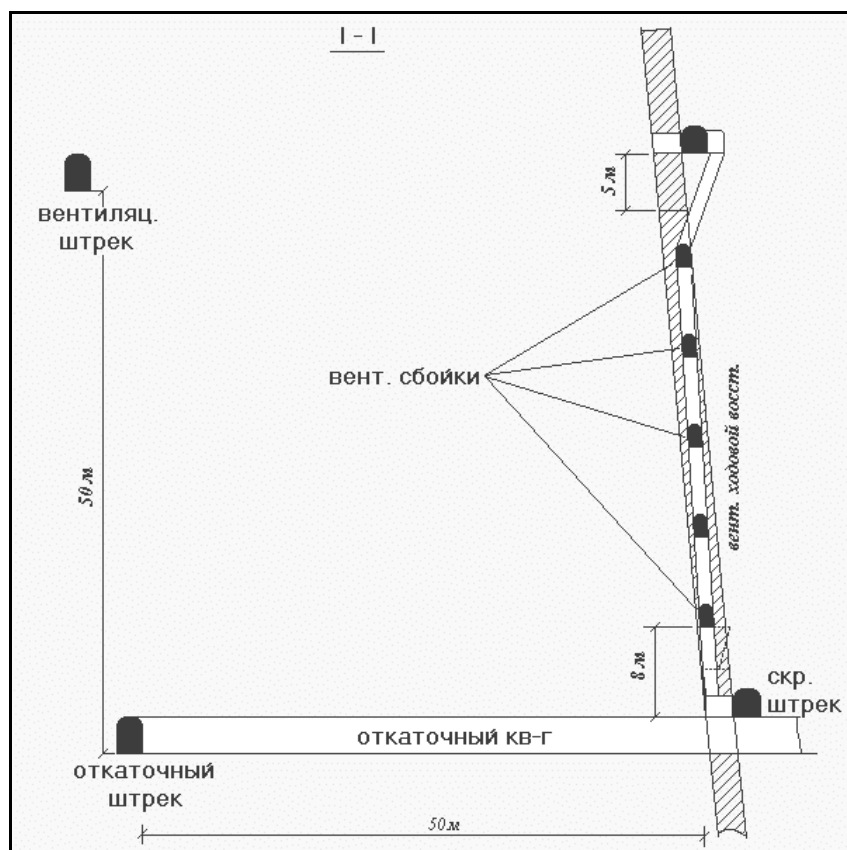


Рис. 2.2. Вертикальный разрез блока, разрабатываемого системой с магазинированием руды, вкрест простирания (по I-I).

2.2.Б. Столбовая система разработки с однослойной выемкой, креплением кровли и оставлением регулярных целиков

Эта система применяется для отработки участков месторождения при пологих и наклонных (35°) углах падения, при мощности рудного тела до 3м. руда и вмещающие породы должны быть не ниже средней устойчивости.

Расчет параметров системы

Высота этажа – 50м, подштрековый целик – 5м, мощность рудного тела – 3м. Определяем предельный пролет камеры при угле падения 15° :

$$a_{пр} = \chi \left\{ \left[h^2 \cdot \operatorname{tg}^2 \alpha / 4 + 2 \cdot h \cdot \sigma_{р.м.} / (\gamma \cdot \cos \alpha) \right]^{0,5} - h \cdot \operatorname{tg} \alpha / 2 \right\}$$

где:

χ - коэффициент, учитывающий влияние времени на устойчивость обнаженных пород висячего бока, 0,8;

h – мощность слоя пород, залегающих в висячем боку, 650м;

$\sigma_{рм}$ – прочность массива пород висячего бока на растяжение:

$$\sigma_{рм} = \sigma_{ро} \cdot K_w = 9,8 \cdot 0,4 = 3,9 \text{ МПа};$$

$\sigma_{ро}=9,8\text{МПа}$, по данным таблицы 9 «Технологического регламента...»;

$K_w=0,4$ – коэффициент структурного ослабления.

$$a_{пр} = 0,8 \cdot \left\{ \left[650^2 \cdot \operatorname{tg}^2 15 / 4 + 2 \cdot 650 \cdot 3,9 / (2,7 \cdot \cos 15) \right]^{0,5} - 650 \cdot \operatorname{tg} 15 / 2 \right\} \approx 8 \text{ м}$$

Допустимый пролет камеры по простиранию:

$$B_{доп} = a \cdot a_{пр} / (a^2 - a_{пр}^2)^{0,5} = 145 \cdot 8 / (145^2 - 8^2)^{0,5} = 8 \text{ м}$$

В результате расчетов установлено, что внутриблоковые целики необходимо располагать через 8м по падению и простиранию. По данным практики и проекта института «Казгипроцветмет» принимаем в проекте расстояние между целиками 7м.

Расчет целиков

Прочность целика:

$$\sigma_{ц} = \sigma_o \cdot K_{стр} \cdot K_{вр} \cdot K_{ф} \cdot K_{осл} = 132,8 \cdot 0,65 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 1 = 86,3 \text{ МПа}$$

где:

$\sigma_o=132,8\text{МПа}$ – средняя прочность руды на сжатие;

$K_{стр}=0,65$ – коэффициент структурного ослабления;

$K_{вр}=1,0$ – коэффициент влияния времени нагружения для целиков со сроком службы до двух лет;

$K_{осл}=1,0$ – коэффициент ослабления целика восстающим;

$K_\phi=1,0$ – коэффициент формы целика:

$$K_\phi = \sqrt{\frac{I_{МКЦ}}{m}}$$

$I_{МКЦ}=3,0\text{м}$ – размер целика;

$m=3,0\text{м}$ – средняя мощность рудного тела.

Действующее напряжение в целике:

$$\sigma_d = K_\alpha \cdot \gamma \cdot H \cdot \frac{(B_{доп} + I_{МКЦ})}{I_{МКЦ}} = 1,0 \cdot 0,027 \cdot 650 \cdot \frac{(7 + 6)}{6} \approx 38 \text{ МПа}$$

где:

$K_\alpha=1$ – коэффициент влияния угла падения;

$\gamma=0,027\text{МН/м}^3$ – удельный вес породы;

$H=650\text{м}$ – глубина горных работ;

$B_{доп}=7,0\text{м}$ – допустимый пролет между целиками;

$I_{МКЦ}=6\text{м}$ – ширина МКЦ за вычетом блокового восстающего.

Коэффициент запаса прочности:

$$K_z = \frac{\sigma_c}{\sigma_d} = \frac{86,3}{38,0} = 2,27, \text{ что соответствует требованиям.}$$

Проведенные расчеты показали, что при отработке залежей столбовой системой разработки с оставлением регулярных целиков при мощности руды до 3м, эти целики должны иметь диаметр не менее 3м и располагаться через 7м по простиранию и по падению (10м по осям целиков).

Таблица 2.5

Технико-экономические показатели столбовой системы разработки с однослойной выемкой руды и оставлением регулярных целиков

| № п/п | Показатели | Ед. изм. | Значение |
|------------------|---------------------------------------|-----------------------|-----------------|
| 1 | Производительность блока | т/сут | 150 |
| 2 | Производительность бурильщика | т/см | 68,0 |
| 3 | Производительность забойного рабочего | т/см | 17,1 |
| 4 | Удельный объем подготовительных работ | м/тыс.т | 24,2 |
| 5 | Удельный объем нарезных работ | м ³ /тыс.т | 20,2 |
| 6 | Потери | % | 11,7 |
| 7 | Разубоживание | % | 16,5 |

При длине блока по восстанию более 60м, блок делится на две части с проходкой двух скреперных подсечек. У блоковых восстающих оставляются трехметровые ленточные временные целики, согласно проекта КГЦМ.

Отработка блока ведется по частям сверху вниз. По восстанию проходятся разрезные панели со скреперных подсечек, которые по мере проходки сбиваются вентиляционными сбоями.

Крепление разрезных панелей и вентиляционных сбоек производится металлическими штангами с полимерным или бетонным заполнителем; очистное

пространство при мощности до 2м крепится стойками, а при большей мощности – железобетонными или полимерными штангами согласно паспорта крепления.

При расширении панелей в обе стороны образуются камеры шириной 7,0м (между целиками).

Отработка панелей ведется в отступающем порядке сверху вниз с оставлением круглых трехметровых целиков.

Ленточные целики, расположенные у подсечек, оформляются в круглые в последнюю очередь в отступающем порядке. Крепление кровли у целика производится сразу после его оформления в наступающем порядке из-под закрепленного места.

Временные ленточные целики у восстающих отрабатываются после отработки камерных запасов в смежных блоках.

Уборка отбитой руды из очистного пространства ведется скреперными лебедками (напрямую и через блочки).

2.2.В. Система разработки горизонтальными слоями с закладкой пустот путем подрыва вмещающих пород.

Эта система разработки применяется при отработке крутопадающих маломощных рудных тел. Руда и вмещающие пород должны быть не ниже средней устойчивости.

Параметры блока, камер, целиков при этой системе разработки следующие:

- длина блока – 50м;
- высота блока – 50м;
- длина камеры по простиранию – 45м;
- пролет камеры по падению – 40м;
- ширина междублокового целика – 11м;
- мощность потолочины (подштрековый целик) – 5м;
- высота днища (надштрековый целик) – 10м.

Конструктивные параметры блока, камеры, целиков выбраны в соответствии с проектами института «Казгипроцветмет» на отработку Иртышского месторождения и практического опыта горных работ на руднике.

Подготовка блока к очистной добыче заключается в проходке из откаточного квершлага штрека с ходком и рудоспуском до «0» подсечки, проходке «0» подсечки по мощности рудного тела до основного сечения и проходке вентиляционно-ходового восстающего на фланге блока до вышележащего горизонта по руде. Вентиляционно-ходовой восстающий, расположенный у откаточного квершлага, проходится вместе с вентиляционно-ходовыми окнами и отрезным восстающим по мере подвигания очистных работ в блоке по восстанию.

Очистные работы в блоке начинаются после проходки всех необходимых проходческих работ отбойкой руды горизонтальными слоями в восходящем порядке. Высота отбиваемого слоя руды – 1,5м, высота от кровли до закладки (почвы) не должна превышать 2,5м и быть не менее 1м для сквозного прохода по блоку.

Крепление очистного пространства производится распорной крепью (расстрелы). Для организации рудоспуска и удержания закладки в камере на границе блока отрезного восстающего выкладывается клетка из бревен.

Запасными выходами из блока являются вентиляционно-ходовые восстающие на флангах блока. Отбитая руда скреперной лебедкой доставляется к рудоспуску, выполненному между стенкой восстающего и клеткой, и далее перепускается на откаточный горизонт со скреперной погрузкой в вагоны ВГ-2,2. После отбойки и выпуска одного слоя руды клетка наращивается на высоту слоя, разбуливается порода лежащего бока и отбивается в закладку.

Таблица 2.6

Основные технико-экономические показатели системы разработки горизонтальными слоями с закладкой пустот путем подрыва вмещающих пород

| № п/п | Показатели | Ед. изм. | Значение |
|--------------|---------------------------------------|-----------------------|-----------------|
| 1 | Удельный объем подготовительных работ | м/тыс.т | 10,5 |
| 2 | Удельный объем нарезных работ | м ³ /тыс.т | 100,5 |
| 3 | Производительность забойного рабочего | т/см | 5,9 |
| 4 | Потери | % | 7,7 |
| 5 | Разубоживание | % | 23,0 |

Таблица 2.7

Объем подготовительных и нарезных работ

| Наименование выработок | Тип крепления | Сечени е, м² | Длина, м | Кол-во выработок, шт. | Общая длина, м | Объем , м³ |
|---|--------------------------|------------------------------------|---------------------|--------------------------------------|-------------------------------|----------------------------------|
| <i>Горно-подготовительные работы</i> | | | | | | |
| Скреперный штрек | штанги | 4,1 | 14 | 1 | 14 | 57 |
| ВХВ | дерево | 4,4 | 40 | 1,5 | 60 | 264 |
| Итого: | | | | | 74 | 321 |
| <i>Нарезные работы</i> | | | | | | |
| Ходок с нишей | дерево | 4,4 | 7 | 1 | 7 | 30 |
| Рудоспуск с нишей | штанги | 3,0 | 7 | 1 | 7 | 21 |
| «0» подсечка | дерево | 2,5 | 50 | 1 | 50 | 125 |
| Отрезной восстающий | дерево | 3,0 | 46 | 1 | 46 | 138 |
| Вентиляционно- ходовые окна | штанги | 3,0 | 4,6 | 5 | 23 | 69 |
| Итого: | | | | | 133 | 383 |
| Всего проходческих работ | | | | | 207 | 704 |

Таблица 2.8

Перечень применяемого оборудования

| Наименование оборудования | Марка оборудования | Производительность |
|---|-------------------------------|---------------------------|
| Погрузочная машина | ППН-1с | 30,8м ³ /смен |
| Перфоратор ручной | ПП-63 | 42,6м/смен |
| Перфоратор телескопный | ПТ-48 | 51,8м/смен |
| Вентилятор местного проветривания | ВМ-6М | до 300м ³ /мин |
| Лебедка скреперная | 17ЛС | 17м ³ /смен |
| Комплекс проходческий механизированный | КПВ, КПН | |

2.2.Г. Система разработки с камерной выемкой руды, отбиваемой из буровых штреков, с погашением пустот обрушением вмещающих пород.

Эта система разработки применяется при отработке крутопадающих рудных тел мощностью более 5м. Руда и вмещающие породы должны быть не ниже средней устойчивости.

Размеры блока, камеры, целиков выбраны на основании проектов института «Казгипроцветмет» и многолетней практики применения этой системы разработки в условиях Иртышского рудника:

- длина блока – 50м;
- высота блока – 50м;
- длина камеры по простиранию – 40м;
- пролет камеры по падению – 37м;
- ширина междублоковых целиков – 10м;
- мощность потолочины (подштрековый целик) – 5м;
- высота днища (надштрековый целик) – 10м.

Подготовка блока к очистной добыче заключается в проходке из откаточного квершлага (в кровле) скреперного штрека по руде с нишами под дучки; со скреперного штрека проходится блоковый восстающий для организации хода в блок на буровые штреки, на вышележащий горизонт и для вентиляции.

По мере проходки блокового восстающего из него делаются рассечки на уровне буровых штреков. После сбойки блокового восстающего с вышележащим горизонтом проходятся буровые штреки в последовательном порядке сверху вниз. На противоположном фланге блока буровые штреки сбиваются между собой, образуя фланговый блоковый восстающий и отрезной восстающий. Выпускные дучки разворачиваются последовательно по мере продвижения очистных работ. Очистные работы в блоке начинаются после проходки всех подготовительно-нарезных выработок и завершения разбуривания необходимого объема взрывных скважин.

Проходка выработок осуществляется буровзрывным способом, горизонтальные выработки проходятся с помощью ручных перфораторов ПП-63В, вертикальные – с помощью телескопных перфораторов ПТ-48. На проходке вертикальных блоковых восстающих используются механизированные комплексы КПВ, КПН. Бурение взрывных скважин осуществляется буровыми станками КБУ, ЛПС. Отбитая горная масса скреперуется лебедками 17ЛС-2С, 30ЛС-2С в вагоны ВГ-2,2 и электровозной откаткой транспортируется к стволу шахты «Скиповая» для выдачи на поверхность. Порода выдается в отвал, руда автомобильным транспортом доставляется на Березовскую обоганительную фабрику.

Отбойка руды на верхнем буровом штреке должна опережать отбойку на нижнем не менее трех метров.

Все выработки в процессе проходки должны крепиться согласно паспортов крепления, составляемых начальником участка. Горизонтальные выработки крепятся металлическими штангами с полимерным или бетонным заполнителем. Вертикальные выработки крепятся деревом. Основанием для выбора типа крепи служит геологическая характеристика руды и вмещающих пород и «Инструкция по выбору типа и параметров крепи...», ВНИИцветмет.

Погашение образованных пустот производится самообрушением вмещающих пород после отработки камерных запасов руды в смежном блоке и принудительного обрушения междублокового целика. В случае, если самообрушение вмещающих

пород не произойдет, произвести инициирование процесса принудительным обрушением буровзрывным способом.

Таблица 2.9

Объем подготовительных и нарезных работ на блок

| Наименование выработок | Тип крепления | Сечени е, м² | Длина, м | Кол-во выработок, шт. | Общая длина, м | Объем , м³ |
|---|--------------------------|------------------------------------|---------------------|--------------------------------------|-------------------------------|----------------------------------|
| <i>Горно-подготовительные работы</i> | | | | | | |
| Блоковый восстающий | дерево | 4,4 | 50 | 1,5 | 750 | 330 |
| Скреперный штрек | штанги, СВП | 4,1 | 50 | 1 | 50 | 205 |
| Итого: | | | | | 125 | 635 |
| <i>Нарезные работы</i> | | | | | | |
| Ниши и дучки | дерево | 3,4 | 10 | 6 | 60 | 204 |
| Буровые штреки | штанги | 5,8 | 47 | 4 | 188 | 1090 |
| Отрезной восстающий | дерево | 5,1 | 27 | 1 | 27 | 137 |
| Итого: | | | | | 275 | 1431 |
| Всего проходческих работ | | | | | 400 | 2060 |

Таблица 2.10

*Основные технико-экономические показатели системы разработки с камерной
выемкой руды, отбиваемой из буровых штреков с погашением пустот обрушением
вмещающих пород*

| № п/п | Показатели | Ед. изм. | Значение |
|------------------|--|-------------------------|-----------------|
| 1 | Удельный объем подготовительных работ | м/тыс.т | 5,0 |
| 2 | Удельный объем нарезных работ | м ³ /тыс.т | 82,4 |
| 3 | Производительность забойного рабочего по системе | м ³ /чел.см. | 5,9 |
| 4 | Потери | % | 4,4 |
| 5 | Разубоживание | % | 18,6 |

2.2.Д. Столбовая система разработки с обрушением налегающих пород

Столбовую систему с обрушением налегающих пород можно применять для отработки рудных тел мощностью до 7м при средней устойчивости рудных тел и налегающих пород с углом падения до 35°.

Расчет по определению параметров камеры и диаметра столбчатых целиков

Расчеты выполнены в соответствии с «Методическими указаниями по определению размеров камер и целиков при подземной разработке руд цветных металлов», Чита, 1986г.

Допустимый пролет обнажения пород кровли определяется по формуле:

$$\ell = \sqrt{\frac{8}{3} \cdot \frac{\sigma_{изг}^H \cdot h_H}{\gamma_H \cdot (1 + K_{\Pi}) \cdot K_{зап}} \cdot \left(1 - 0,75 \cdot \frac{q_3}{\sigma_{сж}^H \cdot K_{стр}}\right)}$$

где:

$\sigma_{изг}^H$ - прочность пород нижнего несущего слоя в кровле камеры на изгиб, МПа

$$\sigma_{изг} = 0,3 \cdot \sigma_{сж} \cdot K_{стр..осл.} = 0,3 \cdot 90 \cdot 0,4 = 10,8 \text{ МПа}$$

h_H – мощность нижнего несущего слоя пород в кровле камеры, 1м;

γ_H – объемный вес пород налегающей толщи, 0,027МН/м³;

K_{Π} – коэффициент пригрузки, 0,5;

$K_{зап}$ – коэффициент запаса прочности, 3;

$\sigma_{сж}^H$ - прочность пород в образце при сжатии, 90МПа;

$K_{стр}$ – коэффициент структурного ослабления, 0,4;

q_3 – величина закрепляющей нагрузки, МПа;

K_{α} - коэффициент, учитывающий влияние угла падения, 1 (ВНИМИ, 1978г.);

S – площадь кровли, приходящаяся на один целик, м²;

$$S_{гр} = 25 \text{ м}^2; S_{ц} = \pi \cdot R^2 = 3,14 \cdot 2,5^2 = 19,6 \text{ м}^2$$

F – площадь поперечного сечения целика, м²;

H – глубина разработки, 700м;

α - угол падения рудного тела, 35°.

$$q_3 = \gamma \cdot H \cdot \frac{S_{гр}}{S_{ц}} \cdot K_{\alpha} = 0,027 \cdot 700 \cdot \frac{25}{19,6} = 24$$

$$\ell = \sqrt{\frac{8}{3} \cdot \frac{10,8 \cdot 1}{0,027 \cdot (1 + 0,5) \cdot 3} \cdot \left(1 - 0,75 \cdot \frac{24}{90 \cdot 0,4}\right)} = 10,8 \text{ м}$$

Устойчивый пролет обнажения кровли камеры принимаем 10м, т.е. длина камеры по простиранию 10м, ширина камеры по падению 10м. Расстояние между центрами целиков не более 10м.

Размер столбчатого целика круглой формы и ленточного целика у блоковых восстающих принимаем при мощности рудного тела 7м приняты по таблице 5.1.

- столбчатый целик круглой формы – $d=5\text{м}$;
- ленточный целик у блоковых восстающих – $l=4\text{м}$.

Параметры элементов блока:

- длина блока по простиранию – 50м;
- длина блока по падению при $\alpha=35^\circ$ - 75м;
- ширина блока равна мощности рудного тела – 3,0-7,0м;
- диаметр временных круглых рудных целиков – 5м;
- расстояние между центрами целиков – 9,1м;
- расстояние между центрами панелей – 9,7м;
- расстояние между центрами вентиляционных сбоек – не более 10м;
- ширина ленточного целика у блокового восстающего – 4м.

С целью увеличения производительности при скреперовании горной массы блок по падению делится на две части: верхняя часть блока и нижняя часть блока.

При подготовке блока к очистной добыче в первую очередь проходятся скреперный штрек и блоковые восстающие. Скреперный штрек крепится штангами с полимерным заполнителем. Восстающие крепятся деревом в два отделения с обшивкой борта досками на высоту не менее 1м, в одном отделении скреперуется руда, по другой происходит перемещение людей.

Нарезные работы ведутся по мере продвижения очистных работ из расчета, что в работе должно находиться не более трех заходов. К нарезным выработкам относятся панельные выработки, вентиляционные сбойки, подсечки.

Очистные работы начинаются после полного выполнения объема горно-подготовительных работ. Очистные работы ведутся по падению сверху вниз мелкошпуровой отбойкой. Выемка руды ведется на всю семиметровую мощность в две стадии в определенной проектной последовательности. В процессе ведения проходческих и очистных работ кровля крепится штанговой полимерной крепью по сетке 0,8м×0,8м.

Очередность ведения нарезных и очистных работ в верхней части блока на подсечку №2.

- I – проходка панели 1;
- II – очистные работы в панели 1;
- II – проходка панели 2;
- III – очистные работы в панели 2;
- III – очистные работы в панели 1';
- III – проходка панели 3;
- IV – очистные работы в панели 2';
- IV – очистные работы в панели 3;
- IV – проходка панели 4;
- V – очистные работы в панели 4;
- V – очистные работы в панели 3';
- V – проходка панели 5;
- VI – очистные работы в панели 4';
- VI – очистные работы в панели 5;
- VII – очистные работы в панели 5'.

По окончании очистных работ во всех панелях взрываются временные столбчатые целики, предварительно разбуренные (1, 2, 3, 4, 5, 6, 7 и 8), с направлением взрыва в сторону скреперной подсечки.

Очистные работы в нижней части блока можно начинать только после обрушения кровли в отработанной верхней части блока.

Если обрушение кровли после выемки столбчатых целиков не произошло, следует произвести принудительное обрушение кровли путем бурения скважин из блоковых восстающих.

Очередность ведения нарезных и очистных работ в нижней части блока аналогична очередности ведения работ в верхней части блока.

После погашения пустот в отработанной нижней части блока, отрабатываются ленточные целики у блоковых восстающих и целики №25, 26, 27, 28 у подсечки №1 в отступающем порядке.

Потери и разубоживание

При отработке пологопадающих участков системой разработки «столбовая с обрушением налегающих пород» потери руды происходят в зоне контактной неопределенности, на выclinках и отбитой мелочи на почве панели. Первые два вида потерь конструктивные, последний – эксплуатационный.

Потери в зоне контактной неопределенности происходят в приконтактной зоне на участках, где поверхность отрыва не доходит до границ контакта руды с вмещающими породами, вследствие неровности контакта и необходимости производить выравнивание контуров для облегчения процессов отбойки и уборки руды.

1. Потери на контакте руды с вмещающими породами висячего и лежащего боков определяются по формуле:

$$\Pi = \frac{(t - x)^2}{m \cdot t} \cdot 100\%$$

где:

t – зона контактной неопределенности, 0,3м;

m – средняя мощность рудного тела, 6м;

x – величина, характеризующая положение контура выемочного блока внутри зоны контактной неопределенности, 0,15.

$$\Pi = \frac{(0,3 - 0,15)^2}{6 \cdot 0,3} \cdot 100\% = 1,3\%$$

2. Потери руды на выclinках рудных тел:

По расчетам ИПК и ВНИИцветмет, базирующимся на большом количестве данных, характеризующих форму, размеры и морфологию рудных тел с достаточной точностью определены данные потери для Иртышского месторождения в 1,1%.

3. Потери отбитой руды (мелочи) на почве панели при тщательной зачистке составляют 0,5%.

Потери отбитой руды при погашении столбчатых целиков – 25% от их объема или 4,8% камерных запасов.

Тогда суммарные потери в блоке составят 6,4%.

Основными видами разубоживания при рассматриваемой системе разработки являются:

1. Разубоживание руды на контакте с вмещающими породами определяется по формуле:

$$P_1 = \frac{x^2}{[m \cdot t - (t - x)] \cdot \frac{\gamma_p}{\gamma_n} + x^2} \cdot 100\%$$

где:

m – средняя мощность рудного тела, 6м;

t – зона контактной неопределенности, 0,3м;

x – величина, характеризующая положение контура выемочного блока внутри зоны контактной неопределенности, 0,15;

γ_p – объемный вес руды, 3,5т/м³;

γ_n – объемный вес породы, 2,7т/м³.

$$P_1 = \frac{0,15^2}{[6 \cdot 0,3 - (0,3 - 0,15)] \cdot \frac{3,5}{2,7} + 0,15^2} \cdot 100\% = 1\%$$

2. Разубоживание за счет вывалов пород висячего бока и выкрашивания пород лежащего бока в процессе выпуска руды из блоков (вторичное разубоживание). По данным исследовательской группы ИПК средний размер выкрашивания и вывалов на общую площадь лежащего и висячего боков в пределах отрабатываемой камеры для Иртышского рудника при столбовой системе разработки с обрушением налегающих пород составляет 0,4м.

$$P_2 = \frac{2 \cdot 0,4 \cdot \gamma_n}{m \cdot \gamma_p} \cdot 100\% = \frac{2 \cdot 0,4 \cdot 2,7}{6 \cdot 3,5} \cdot 100\% = 10,3\%$$

3. Разубоживание за счет включения прослоев пустых пород по расчету ВНИИцветмет и ИПК составляет 7,5%.

Суммарное разубоживание в блоке по принятой системе разработки составит:

$$P = P_1 + P_2 + P_3 = 1 + 10,3 + 7,5 = 18,8\%$$

Таблица 2.11

Основные технико-экономические показатели столбовой системы разработки с обрушением налегающих пород

| № п/п | Показатели | Ед. изм. | Значение |
|------------------|---------------------------------------|-----------------------|-----------------|
| 1 | Производительность блока | т/сут | 150 |
| 2 | Удельный объем подготовительных работ | м/тыс.т | 1,7 |
| 3 | Удельный объем нарезных работ | м ³ /тыс.т | 41,9 |
| 4 | Производительность забойного рабочего | т/ смен. | 17,1 |
| 5 | Потери | % | 6,4 |
| 6 | Разубоживание | % | 18,8 |

Таблица 2.12

Объем подготовительных и нарезных работ на блок

| Наименование выработок | Тип крепления | Сечения, м² | Длина, м | Кол-во выработок, шт. | Общая длина, м | Объем м³ |
|---|--------------------------|-----------------------------------|---------------------|--------------------------------------|---------------------------|--------------------------------|
| <i>Горно-подготовительные работы</i> | | | | | | |
| Блоковый восстающий | дерево | 4,4 | 75 | 1,5 | 112 | 506 |
| Скреперный штрек | штанги | 4,1 | 12 | 2 | 22 | 92 |
| Итого: | | | | | 134 | 598 |
| <i>Нарезные работы</i> | | | | | | |
| Подсечка | штанги | 4,1 | 47 | 2 | 94 | 385 |
| Панель | штанги | 5,8 | 61 | 5 | 305 | 1769 |
| Вентиляционные сбойки | штанги | 3,0 | 35 | 6 | 210 | 630 |
| Рудоспуск | штанги | 4,4 | 25 | 2 | 30 | 132 |
| Ходок | дерево | 3 | 5 | 1 | 5 | 15 |
| Лебедочные ниши | дерево | 8,2 | 3 | 14 | 42 | 344 |
| Итого: | | | | | 686 | 3275 |
| Всего проходческих работ | | | | | 820 | 3873 |

2.2.Е. Система разработки подэтажного обрушения с торцевым выпуском руды

Данная система разработки применяется для отработки запасов руды в ленточных целиках при отработанных камерных запасах и заполненных пустотах обрушением породами, а также для отработки (погашения) запасов руды в вертикальном междублоковом целике, когда камерные запасы в смежных (по простиранию) блоках отработаны системой горизонтальными слоями с закладкой.

В первом случае разбуривание взрывных скважин в ленточном целике производится со скреперного штрека буровыми станками типа КБУ или комплектом колонковых буровых штанг с помощью телескопного перфоратора типа ПТ-48 согласно проекта на бурение. Зарядка скважин осуществляется пневматическим порционным зарядчиком гранулированными ВВ; взрывание электрическое. За один раз взрывается секция веерных скважин в зажиме на обрушенную породу не более трех вееров.

Скреперование отбитой руды производится в торец очистного пространства скреперной лебедкой до предельного значения разубоживания, после чего взрываются следующие веера скважин.

В случае отработки ленточного целика, после отработки камерных запасов руды системой разработки горизонтальными слоями с закладкой, то бурение взрывных скважин производится с очистного пространства после отбойки последнего слоя и закладки его на высоту, обеспечивающую бурение взрывных скважин буровым станком или телескопным перфоратором. Для создания безопасных условий при бурении, взрывании и скреперовании руды, кровля крепится металлическими штангами с полимерным или бетонным заполнителем, согласно паспорта крепления.

Погашение вертикального целика при заложенных пустотах в смежных камерах происходит в зажиме. Целик разбуривается из вентиляционно-ходовых сбоек с помощью бурового станка или телескопного перфоратора. После разбуривания всех взрывных скважин согласно проекта на разбуривание, заряжаются все скважины и электрическим способом взрываются одновременно с разными степенями замедления.

Удельный вес систем разработки

Удельный вес систем разработки определялся по набору группы блоков в зависимости от мощности рудного тела, угла падения, содержания металлов и других физико-механических свойств руды и вмещающих пород в блоке.

На основании произведенных расчетов и анализа определен следующий удельный вес систем разработки.

Таблица 2.13

| № п/п | Наименование системы разработки | Удельный вес, % |
|------------------|--|----------------------------|
| 1 | Система разработки с магазинированием руды | 50,3 |
| 2 | Столбовая система разработки с однослойной выемкой и креплением | 0,6 |
| 3 | Система разработки горизонтальными слоями с закладкой пустот подрывом вмещающих пород | 1,9 |
| 4 | Система разработки с камерной выемкой руды из буровых штреков с погашением пустот обрушением вмещающих пород | 32,0 |
| 5 | Столбовая система разработки с обрушением налегающих пород | 0,2 |
| 6 | Система разработки подэтажного обрушения с торцевым выпуском руды | 15,0 |
| | Всего: | 100,0 |

Порядок отработки месторождения и календарный план горных работ

Порядок отработки определен проектом «Казгипроцветмет», 1974г.

Отработка месторождения ведется сверху вниз. Направление движения горных работ на горизонтах: от центра (от XV геологического профиля) к флангам месторождения, что позволяет опережать очистными работами нарастание горного давления и ликвидировать смешивание струй свежего и загрязненного воздуха при ведении очистных работ на смежных горизонтах. Движение очистных работ к флангам месторождения на верхних горизонтах должно опережать движение очистных работ на нижних горизонтах не менее одного блока.

В связи с отставанием проходки выработок по вскрытию 13 горизонта, невозможностью вести проходку вскрывающих выработок от центральной части месторождения (XV геологический профиль) из-за отсутствия подъема по стволу шахты «РЭШ», порядок отработки месторождения с 13 горизонта изменен.

На 13 горизонте направление отработки запасов руды ведется от 28 сечения (VIII геологический профиль) к флангам месторождения и от 99 сечения (39 геологический профиль) на северо-запад.

Высота этажа на 13 горизонте составляет 100м, однако линейные параметры выемочной единицы (блока) остаются принятыми для месторождения первоначальным проектом «Казгипроцветмет»:

- длина блока по простиранию – 50м;
- высота блока по падению – 50м.

Поэтому высотные блоки 13 горизонта по восстанию условно делятся на две части – верхнюю и нижнюю – в равных размерах, по 50м.

В первую очередь проводятся горно-подготовительные, нарезные и очистные работы в верхней части высотного блока и только после заполнения образованных пустот обрушенными вмещающими породами, во вторую очередь, производится отработка нижней части высотного блока одной из применяемых систем разработки.

Календарный график горных работ по месторождению составлен в соответствии с рабочей программой Контракта на недропользование, согласован с Комитетом геологии и охраны недр (прилагается).

С целью ускорения подготовки невоскрытых горизонтов (11-13) предусматривается проходка полевых штреков с заездами двумя встречными забоями: от шахты «Иртышская» и от шахты «Вспомогательная».

Календарный график отработки составлен таким образом, чтобы обеспечивать годовую производительность рудника (700 тысяч тонн руды).

Отработка месторождения в контурах предохранительных целиков

Для обеспечения сохранности стволов ограничивается развитие общей зоны сдвижения вмещающих пород путем оставления ленточных барьерных целиков (БЦ), ориентированных по падению залежи (табл. 2.14).

Выработанное пространство между барьерными целиками погашается самообрушением вмещающих пород.

Таблица 2.14

Параметры барьерных целиков, оставляемых для охраны стволов

| Параметры | Шахта «Вспомогательная» | Шахта «РЭШ» |
|---|------------------------------------|------------------------|
| Расстояние от ствола до залежи, м | 300 | 150 |
| Расстояние между осями БЦ, м | 150 | 90 |
| Пролет выработанного пространства, погашаемого обрушением по простиранию, м | 120 | 75 |
| Ширина барьерного целика, м | 30 | 15 |
| Глубина замкнутой области сдвижения, м | 138 | 76 |
| Средняя выемочная мощность залежи, м | 6 | 3 |
| Действующие напряжения в БЦ, МПа | 54,6 | 68 |
| Прочность БЦ, МПа | 135,3 | 135,3 |
| Коэффициент запаса прочности | 2,47 | 2,0 |

Меры охраны шахты «Вспомогательная» относятся также к шахте «Скиповая», т.к. ствол шахты «Скиповая» удален от залежи на расстояние 430м (шахта «Вспомогательная» на 300м).

Барьерные целики ориентируются длинной осью по падению залежи, оси барьерных целиков должны быть параллельны осям стволов шахт.

Отработка запасов руды между барьерными целиками производится одной из определенных этим проектом систем разработки с обрушением вмещающих пород.

Необходимые расчеты и обоснования по порядку отработки Иртышского месторождения с обрушением вмещающих пород для заполнения пустот в отработанных камерах описаны в «Технологическом регламенте на разработку нижних горизонтов Иртышского рудника...».

Для наблюдения за процессом сдвижения породного массива в предохранительном целике стволов шахт заложены наблюдательные станции на поверхности и в шахте (квершлаг шахты «Вспомогательная»). Наблюдения должны

проводиться ежеквартально с записью результатов наблюдений и сравнительным анализом.

Механизация горнопроходческих и очистных работ

Для проходки горизонтальных горных выработок и камерных выработок на бурении шпуров применять ручные перфораторы ПП-63В, буровые каретки, погрузочные машины ППН-1С, консольные перегружатели ПСК-1, самоходные погрузочно-доставочные машины типа «TORO» и др.

Для заряжания шпуров и скважин применять пневмозарядчики гранулированных ВВ типа ЗП-2, ЗП-5, «ВАХШ» и др.

Для возведения торкретбетонного и бетонного крепления применять машины безопалубочного крепления СБ, БН.

Восстающие проходить с использованием ручных телескопных перфораторов типа ПТ-48 и механизированных комплексов на монорельсах КПВ, КПН.

На очистных работах, при разбурировании рудного массива, использовать буровые станки КБУ, ЛСП, НКР.

На крепление горных выработок сталеполлимерной штанговой крепью использовать пневмосверла, при установке железобетонных штанг использовать пневмонагнетатель.

Для доставки горной массы использовать скреперные лебедки 17ЛС-2СМ, 30ЛС-2СМ, 55ЛС-2С.

Для откатки горной массы применять рудничные контактные электровозы 10КР, EL-5 с вагонетками ВГ-2,2; ВБ-1,6.

На проветривание горных работ применять вентиляторы местного проветривания СВМ-5М, СВМ-6М, ВУ.

На вспомогательных грузоподъемных работах применять пневматические тягальные лебедки.

Проветривание подземных горных работ

Проветривание горных работ рудника осуществляется по центральной схеме. Способ проветривания всасывающий.

Свежий воздух в шахту поступает по стволам шахт «Вспомогательная» и «Иртышская», пропускная способность которых $95\text{ м}^3/\text{сек}$ и $140\text{ м}^3/\text{сек}$ соответственно.

По шахте «Вспомогательная» свежий воздух подается на рабочие горизонты северо-западного фланга и центральной части (до шахты «РЭШ») Основной залежи в количестве $70,9\text{ м}^3/\text{сек}$ (по данным воздушно-депресссионной съемки в марте 2003г.) и направляется на проветривание горных работ. Активизация поступающей воздушной струи на фланговой части Основной залежи осуществляется подземной вспомогательной вентиляторной установкой с вентилятором типа ВВД-21, расположенной на 7 горизонте в районе 44 разреза.

Шахта «Иртышская» подает свежий воздух на проветривание горных работ юго-восточной залежи, общий объем подаваемого воздуха по этому стволу – $34,6\text{ м}^3/\text{сек}$.

Для подогрева воздуха, поступающего в шахту в зимний период, в копрах стволов шахт «Вспомогательная» и «Иртышская» установлены калориферные установки.

Отработанный воздух из блоков северо-западного фланга месторождения по специально пройденным и оборудованным вентиляционным восстающим выдается на 7 горизонт и подземной вентиляционной установкой ВОД-21 направляется на шахту «РЭШ». С юго-восточного фланга воздух по горизонтам также выдается, за счет общешахтной депрессии, к стволу шахты «РЭШ». По стволу шахты «РЭШ» весь отработанный воздух из шахты выдается до 3 горизонта, затем по вентиляционному шурфу №2 поступает в канал главной вентиляционной установки на поверхности. ГВУ оборудована двумя вентиляторами: ВОД-21 и ВЦД-31,5.

Производительность вентилятора ВОД-21 – $106,0 \text{ м}^3/\text{сек}$ при депрессии 270 мм вод. ст. (по данным воздушно-депресссионной съемки, 2003г.); производительность вентилятора ВЦД-31,5 – $250 \text{ м}^3/\text{сек}$.

Из шахты выдается $103 \text{ м}^3/\text{сек}$ воздуха.

Распределение воздуха по стволам и горизонтам по состоянию на 1.01.04г приведено представленной схеме.

Потребное количество воздуха для проветривания горных работ рудника определено в соответствии с требованиями ЕПБ и «Временного методического пособия по расчету количества воздуха, необходимого для проветривания рудников и шахт» №3-11 от 15.03.90г. по четырем основным факторам:

- по максимальному количеству людей, одновременно работающих в шахте;
- по интенсивности пылевыведения при ведении буровых и погрузочно-доставочных работ;
- по газовыделению при ведении взрывных работ;
- по минимально допустимым скоростям движения воздуха в выработках.

В основу расчета количества воздуха для проветривания рудника применяем принцип от частного к общему, т.е. определяем необходимое количество воздуха для каждого забоя, выработки по указанным факторам, суммируем потребное количество с учетом потерь. Потери в общей сети учтены коэффициентом резерва в размере $K_{рез}=1,2$.

Расчет необходимого количества воздуха произведен по утвержденному и согласованному плану производства горных работ на 2004г. с проектной производительностью 700 тысяч тонн руды в год. Блоки, расположенные с северо-западнее шахты «РЭШ», относятся к северо-западному флангу проветривания. Блоки, расположенные юго-восточнее флангу проветривания.

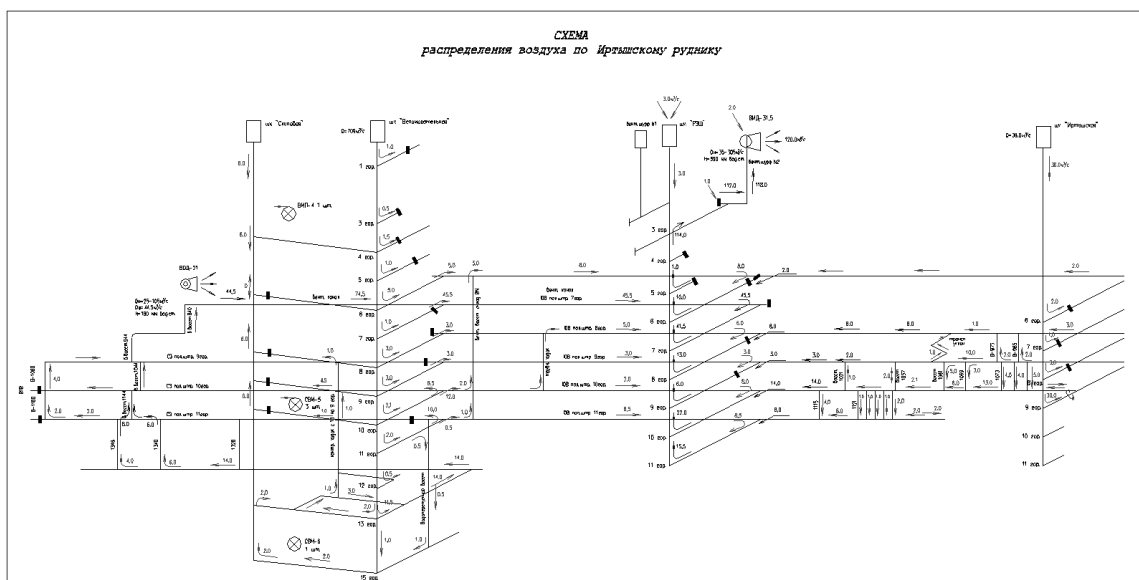


Рис 2.3. Схема вентиляции Иртышского месторождения.

Таблица 2.15

Распределение добычи руды по флангам и горизонтам, тыс. тонн в год

| С-З фланг, залежь, горизонт | | | Ю-В фланг, залежь, горизонт | | |
|------------------------------------|-----------------|--------------------------|------------------------------------|-----------------|--------------------------|
| <i>залежь</i> | <i>горизонт</i> | <i>добыча, тыс.т/год</i> | <i>залежь</i> | <i>горизонт</i> | <i>добыча, тыс.т/год</i> |
| ЮВЗ | 6 | - | ЮВЗ | 6 | 68,9 |
| ЮВЗ | 7 | - | ЮВЗ | 7 | 61,2 |
| ЮВЗ | 8 | - | ЮВЗ | 8 | 60,2 |
| ЮВЗ | 9 | - | ЮВЗ | 9 | 15 |
| ОЗ | 10 | 106 | ЮВЗ | 10 | 151,3 |
| ОЗ | 11 | 38,5 | ЮВЗ | 11 | 51,4 |
| ОЗ | 12 | 92,2 | ЮВЗ | 12 | - |
| ОЗ | 13 | 63,3 | ЮВЗ | 13 | - |
| | ИТОГО | 300 | | ИТОГО | 400 |

Рудник работает по скользящему графику: 365 суток в год, 3 смены в сутки.

Таблица 2.16

Перечень и объем подготовительных выработок в блоке при системе с магазинированием руды, необходимые для ввода блока в очистную добычу:

| №№ | Наименование выработок | Сечение, м² | Длина, м | Объем, м³ |
|-----------|-------------------------------|-------------------------------|-----------------|-----------------------------|
| 1 | Фланговые восстающие (2 шт.) | 4,4 | 100 | 440 |
| 2 | Транспортный квершлаг | 7,8 | 80 | 624 |
| 3 | Скреперный штрек | 4,1 | 50 | 205 |
| 4 | Откаточный полевой штрек | 7,8 | 50 | 624 |
| | ИТОГО | | 280 | 1893 |

Таблица 2.17

Перечень и объем нарезных выработок в блоке при системе с магазинированием руды, необходимых для ввода блока в очистную добычу:

| №№ | Наименование выработок | Сечение, м² | Длина, м | Объем, м³ |
|-----------|-------------------------------|-------------------------------|-----------------|-----------------------------|
| 1 | Горизонт воронок | 6,0 | 50 | 300 |
| 2 | Ниши, дучки | 4,0 | 60 | 240 |
| 3 | Вентиляционные окна | 4,0 | 45 | 180 |
| 4 | Отрезные восстающие (2 шт.) | 4,4 | 70 | 308 |
| 5 | Разворонка дучек | - | - | 300 |
| | ИТОГО | | 225 | 1328 |

Таблица 2.18

Количество блоков в работе по флангам проветривания, обеспечивающих суточную добычу

| №№ | Наименование флангов проветривания | Годовая добыча, тыс.т | Количество рабочих дней в году | Добыча в сутки, т | Производительность блока в сутки, т | Количество блоков в смену |
|-----------|---|------------------------------|---------------------------------------|--------------------------|--|----------------------------------|
| 1 | С-З фланг | 300 | 365 | 820 | 215 | 4 |
| 2 | Ю-В фланг | 400 | 365 | 1096 | 215 | 5 |

Таблица 2.19

Количество забоев ГПР в смену для подготовки новых блоков системой с магазинированием руды

| №№ | Наименование флангов проветривания | Кол-во п.м. на блок | Количество блоков в подготовке | Всего ГПР, м | В сутки, м | В смену, м | Количество забоев |
|-----------|---|----------------------------|---------------------------------------|---------------------|-------------------|-------------------|--------------------------|
| 1 | С-З фланг | 280 | 4 | 1120 | 3 | 1 | 1 |
| 2 | Ю-В фланг | 280 | 5 | 1400 | 3,8 | 1,2 | 1 |

Таблица 2.20

Количество забоев НР в смену для подготовки новых блоков

| №№ | Наименование флангов проветривания | Кол-во м³ на блок | Количество блоков в подготовке | Всего НР, м | В сутки, м | В смену, м | Количество забоев |
|-----------|---|-------------------------------------|---------------------------------------|--------------------|-------------------|-------------------|--------------------------|
| 1 | С-З фланг | 1328 | 4 | 5312 | 14,5 | 4,8 | 1 |
| 2 | Ю-В фланг | 1328 | 5 | 6640 | 18,2 | 6,1 | 1 |

Расчет потребного количества свежего воздуха по факторам

1. По наибольшему количеству людей в шахте:

$$Q_{\text{л}} = q \cdot z,$$

где:

$q=6\text{м}^3/\text{мин}$, норма подачи воздуха в шахту на одного человека;

$z=180\text{чел.}$, наибольшее число одновременно находящихся людей в шахте в смену.

$$Q_{\text{л}} = 6 \cdot 180 = 1080\text{м}^3 / \text{мин} = 18\text{м}^3 / \text{сек}$$

2. По интенсивности пылевыведения для сквозных или тупиковых выработок при бурении:

$$Q_{\text{оч}} = \frac{60 \cdot J \cdot b_1}{n - n_{\text{вх}}}, \text{м}^3 / \text{мин}$$

где:

J – интенсивность пылевыведения (мг/сек), принимается по таблице 1 «Временных методических указаний по расчету количества воздуха, необходимого для проветривания рудников и шахт», №3-11 от 15.03.90г., или рассчитывается для различных производственных процессов по той же методике;

b_1 – коэффициент, учитывающий снижение пылевыведения при применении средств гидрообеспыливания, при мокром бурении $b_1=0,5$;

n – предельно допустимая концентрация, $2\text{мг}/\text{м}^3$;

$n_{\text{вх}}$ – запыленность во входящей вентиляционной струе, $0,3 \times n = 0,3 \times 2 = 0,6\text{мг}/\text{м}^3$.

2.1 При бурении ручными перфораторами:

- при работе одной бурильной машины:

$$J=2,1\text{мг}/\text{сек}$$

$$Q_{\text{п}} = \frac{60 \cdot 2,1 \cdot 0,5}{2 - 0,6} = 45\text{м}^3 / \text{мин}$$

- при работе двух машин:

Одновременная работа нескольких буровых машин учитывается коэффициентом $K_{\text{бм}}$, при работе двух машин $K_{\text{бм}}=1,7$.

$$Q_{\text{п}} = 76,5\text{м}^3 / \text{мин}$$

2.2 При бурении шпуров под крепление штангами:

$$J=12,7\text{мг}/\text{сек}$$

$$Q_{\text{п}} = \frac{60 \cdot 12,7 \cdot 0,5}{2 - 0,6} = 272\text{м}^3 / \text{мин} = 4,5\text{м}^3 / \text{сек}$$

2.3 При бурении шпуров в восстающих

$$J=9,7\text{мг}/\text{сек}$$

$$Q_n = \frac{60 \cdot 9,7 \cdot 0,5}{2 - 0,6} = 208 \text{ м}^3 / \text{мин} = 3,46 \text{ м}^3 / \text{сек}$$

2.4 При бурении станками НК1-100М, ЛСП, КБУ в сквозных и камерных выработках

$$J=6,1 \text{ мг/сек}$$

$$Q_n = \frac{60 \cdot 6,1 \cdot 0,5}{2 - 0,6} = 131 \text{ м}^3 / \text{мин} = 2,2 \text{ м}^3 / \text{сек}$$

2.5 При скрепировании горной массы

$$J=8 \text{ мг/сек}$$

$$Q_n = \frac{60 \cdot 8 \cdot 0,5}{2 - 0,6} = 68 \text{ м}^3 / \text{мин} = 1,1 \text{ м}^3 / \text{сек}$$

2.6 При люковой погрузке увлажненной руды

$$b_1=0,2$$

$$Q_n = \frac{60 \cdot 18,7 \cdot 0,2}{2 - 0,6} = 160 \text{ м}^3 / \text{мин} = 2,7 \text{ м}^3 / \text{сек}$$

2.7 При погрузке погрузочной машиной ППН-1С, ППН-3С при орошении и смачивании стенок

$$J=1,5 \text{ мг/сек}$$

$$Q_n = \frac{60 \cdot 1,5 \cdot 0,5}{2 - 0,6} = 12,85 \text{ м}^3 / \text{мин} = 0,2 \text{ м}^3 / \text{сек}$$

Основными источниками запыления при системе с магазинированием являются скреперовка руды, бурение шпуров ручными и телескопными перфораторами.

3. Расчет количества воздуха, необходимого для проветривания по ВВ в блоке на очистных работах:

$$3.1 \quad Q_{оч} = \frac{3,4}{t} \cdot \sqrt{A \cdot b \cdot V_{30}}, \text{ м}^3/\text{мин}$$

где:

A – масса одновременно взрывающегося ВВ, 24кг;

b – газовость применяемого ВВ, 60л/кг;

V_{30} – загазованный объем очистной выработки после взрывных работ.

$$V_{30} = (0,5 \cdot A + 5) \cdot S, \text{ м}^3$$

$$V_{30} = (0,5 \cdot 24 + 5) \cdot 7,5 = 127,5 \text{ м}^3$$

$$Q_{оч} = \frac{3,4}{30} \cdot \sqrt{24 \cdot 60 \cdot 1275} = 14,2, \text{ м}^3/\text{мин}$$

3.2 При нагнетательном или комбинированном способе проветривания:

$$Q_3 = \frac{2,25}{t} \cdot \sqrt[3]{\frac{A \cdot b \cdot S^2 \cdot L^3 \cdot K_{об}}{K_{ут.тр.}^2}},$$

где:

L – длина тупиковой части выработки, принимается не более 10м;

$K_{об}$ – коэффициент обводненности, 0,8;

A – количество взрывающего ВВ;

b – газовость ВВ, 60л/кг;

S – сечение выработки (скреперный квершлаг), 4,1м²;

$K_{ут.тр.}$ – коэффициент утечки воздуха из трубопровода, 1,07;

t – время проветривания.

При проходке скреперного штрека:

$$Q_з = \frac{2,25}{30} \cdot \sqrt[3]{\frac{20 \cdot 60 \cdot 4,1^2 \cdot 10^3 \cdot 0,8}{1,07^2}} = 18,1 \text{ м}^3/\text{мин}$$

При проходке штрека транспортного квершлага ($S=7,3\text{м}^2$):

$$Q_з = \frac{2,25}{30} \cdot \sqrt[3]{\frac{20 \cdot 60 \cdot 7,3^2 \cdot 10^3 \cdot 0,8}{1,07^2}} = 24,5 \text{ м}^3/\text{мин}$$

3.3 При проветривании вертикальной выработки

$$Q_{верт} = \frac{3,35 \cdot K_1 \cdot K_2}{t} \cdot \sqrt{\frac{A \cdot S \cdot b \cdot H}{K_{ут.тр.}}}, \text{ м}^3/\text{мин}$$

$$A = 4,4 \cdot 1,35 \cdot 3 = 18 \text{ кг}$$

где:

K_1 – коэффициент, учитывающий высоту восстающего, 0,94;

K_2 – коэффициент, учитывающий способ проветривания, при нагнетательном способе – 1,0;

H – высота восстающего, 50м;

b – газовость ВВ;

S – сечение восстающего, 4,4м²;

$K_{ут.тр.}$ – коэффициент утечки воздуха из трубопровода, 1,07;

t – время проветривания, 30мин.

$$Q_{верт} = \frac{3,35 \cdot 0,94 \cdot 1}{30} \cdot \sqrt{\frac{18 \cdot 60 \cdot 4,4 \cdot 50}{1,07}} = 49,4 \text{ м}^3/\text{мин} = 0,8 \text{ м}^3/\text{сек}$$

3.4 Для систем разработки с массовым обрушением руды при проветривании сквозной выработки скреперования за счет общешахтной депрессии

$$Q_{скр} = \frac{3,4}{t} \sqrt{A_y \cdot b \cdot V_c}$$

где:

t – время проветривания после взрыва для вторичного дробления или очередного выпуска без дробления (5-10мин.);

V_c – объем проветриваемой выработки, где производится выпуск, 205м^3 ;

A_y – величина условного заряда ВВ, кг.

$$A_y = A_1 + A_2, \text{ кг}$$

где:

A_1 – количество ВВ, соответствующее газовыделению из отбитой руды, определяется по формуле:

$$A_1 = 0,9 \cdot \frac{P_c \cdot t}{\gamma_p \cdot t_p}$$

P_c – суточное количество руды, 215т;

t_p – время выпуска руды в течение суток, 900мин.;

A_2 – условное количество ВВ, соответствующее газовыделению при взрывании ВВ для вторичного дробления, кг.

$$A_2 = \varphi \cdot A_q, \text{ кг}$$

где:

A_q – количество одновременно взрываемого ВВ при вторичном дроблении, 4кг;

φ – коэффициент, учитывающий изменение газовыделения при взрывании накладных зарядов, 4.

$$A_1 = 0,9 \cdot \frac{215 \cdot 10}{3 \cdot 900} = 0,72 \text{ кг}$$

$$A_2 = 4 \cdot 4 = 16 \text{ кг}$$

$$A_y = 0,72 + 16 = 16,72 \text{ кг}$$

$$Q_{скр} = \frac{3,4}{10} \sqrt{16,7 \cdot 60 \cdot 205} = 154 \text{ м}^3/\text{мин} = 2,56 \text{ м}^3/\text{сек}$$

4. По минимально допустимой скорости движения воздуха:

Количество воздуха, необходимое на проветривание очистного блока, рассчитывается по скорости струи движения воздуха.

Скорость движения воздуха на подготовительных и нарезных работах 0,25м/сек, на очистных – 0,5м/сек.

| | | | |
|------------------------|---------------------|----------------------|----------------------------------|
| полевые штреки: | $S=7,3\text{м}^2$, | $v=0,25\text{м/с}$, | $Q_B=1,8\text{м}^3/\text{сек}$; |
| скреперный штрек: | $S=2\text{м}^2$, | $v=0,25\text{м/с}$, | $Q_B=1\text{м}^3/\text{сек}$; |
| восстающие: | $S=4,4\text{м}^2$, | $v=0,25\text{м/с}$, | $Q_B=1,1\text{м}^3/\text{сек}$; |
| транспортный квершлаг: | $S=7,3\text{м}^2$, | $v=0,25\text{м/с}$, | $Q_B=1,8\text{м}^3/\text{сек}$; |
| очистные работы: | $S=3\text{м}^2$, | $v=0,5\text{м/с}$, | $Q_B=1,5\text{м}^3/\text{сек}$. |

$$\Sigma Q_{блока} = 1,1 + 1 + 1,8 + 1,8 + 1,5 = 7,2 \text{ м}^3/\text{сек} = 432 \text{ м}^3/\text{мин}$$

Количество воздуха на СЗ фланг на 4 блока:

$$Q_{СЗ} = 4 \cdot 432 = 1728 \text{ м}^3/\text{мин} = 28,8 \text{ м}^3/\text{сек}$$

Количество воздуха на ЮВ фланг на 5 блоков:

$$Q_{ЮВ} = 5 \cdot 432 = 2160 \text{ м}^3/\text{мин} = 36 \text{ м}^3/\text{сек}$$

Расчет количества воздуха, необходимого для проветривания технологических камер

1. Для складов ВМ потребное количество будет равно:

$$Q_{ВМ} = K \cdot V_K,$$

K – коэффициент, учитывающий кратность обмена воздуха в течение часа, принимается, 0,07;

V_K – суммарный объем камерной выработки:

$$Q_{ВМ} = 0,07 \cdot 640 = 45 \text{ м}^3/\text{мин} = 0,75 \text{ м}^3/\text{сек}$$

2. Для камер центрального водоотлива:

$$Q_{вод} = 0,066 \cdot V_K = 0,066 \cdot 900 = 60 \text{ м}^3/\text{мин} = 1 \text{ м}^3/\text{сек}$$

3. Для проветривания камер на 2-3 электровоза принимается от 16 до 22 м³/мин, при наличии двух электровозных депо суммарное количество воздуха будет:

$$Q_{эл.д.} = 32 \cdot 2 = 64 \text{ м}^3/\text{мин}$$

Для остальных камер согласно «Методическим указаниям...» потребное количество воздуха находится в пределах 30-50 м³/мин, в нашем случае принимаем 45 м³/мин, тогда:

4. Для камер дробления:

$$Q_{др} = Q \cdot N = 45 \cdot 1 = 45 \text{ м}^3/\text{мин}$$

5. Для дозаторной камеры:

$$Q_{доз} = Q_K \cdot N = 45 \cdot 1 = 45 \text{ м}^3/\text{мин}$$

$$\Sigma Q_K = 45 + 120 + 64 + 45 + 45 = 319 \text{ м}^3/\text{мин} = 6,5 \text{ м}^3/\text{сек}$$

Таблица 2.21

Потребное количество воздуха по основным факторам, загрязняющим рудничную атмосферу

| Факторы | Количество свежего воздуха, м/с | | Σ |
|------------------------------------|--|-----------------------|----------|
| | <i>СЗ фланг (ОЗ)</i> | <i>ЮВ фланг (ЮВЗ)</i> | |
| По людям | 8 | 10 | 18 |
| По пыли | 11 | 13 | 24 |
| По ВВ | 14 | 17 | 31 |
| По минимально допустимым скоростям | 28,8 | 36 | 64,8 |
| Принято | 28,8 | 36 | 64,8 |

Расчет количества воздуха для рудника

$$Q_{шх} = K \cdot (Q_{СЗфланг} + Q_{ЮВфланг} + Q_{камер} + Q_{скип})$$

K – коэффициент неравномерности распределения воздуха, при трех и более горизонтах равен 1,2.

$$Q_{шх} = 1,2 \cdot (1728 + 2160 + 319 + 300) = 5408 \text{ м}^3/\text{мин}$$

Дебет вентиляторной установки определяем по формуле:

$$Q_B = K_B \cdot Q_{шх} = 1,15 \cdot 5408 = 6219 \text{ м}^3/\text{мин} = 103,6 \text{ м}^3/\text{сек}$$

где:

K – коэффициент внешних утечек главного вентилятора, 1,15.

В шахту поступает, с учетом потерь, $106 \text{ м}^3/\text{сек}$.

Обеспеченность воздухом составляет:

$$\frac{Q_B}{Q_{ВН}} \cdot 100\% = \frac{106}{103,6} \cdot 100\% = 102\%$$

Произведенный расчет подтверждается отчетом по воздушно-депресссионной съемки, произведенной группой депрессионных съемок ЛВГСО в 2003г.

Объемы добычи, согласно календарного графика отработки месторождения, сохраняются неизменными в течение всего проектируемого (планируемого) периода отработки. В соответствии с этим, общее потребное количество воздуха всегда будет близким к установленному значению. Изменяться будет лишь распределение воздуха по горизонтам и флангам.

В целом вентиляционная система рудника обеспечивает необходимую подачу и требуемое распределение воздуха при принятой производительности по добыче.

Подземный транспорт

Проектом института «Казгипроцветмет» предусматривается осуществлять транспортировку руды и пород в вагонетках ВГ-2,2 и УВБ-1,6 электровозами КР-10 по кольцевой схеме; предусматривалась проходка полевых и рудных штреков на всех горизонтах с заездами.

В связи с изменением схемы вскрытия рудного тела на горизонте и отказом от проходки рудных штреков, проектом предусматривается осуществлять транспортировку руды и породы по тупиковой схеме на полевых штреках 10, 11 и 13 горизонтов по Основной и Юго-восточной залежам.

При оборудовании горизонтов двухсветовой сигнализацией и разминовками тупиковая схема транспортирования горной массы обеспечивает плановые объемы горных работ.

С учетом годовой производительности горизонта по календарному графику горных работ и данных институтов КГЦМ и ИГД им. Д.А. Кунаева по расчету электровозной откатки получается, что одним составом из 12 вагонеток ВГ-2,2 электровозом КР-10 или ЕЛ-5 обеспечивается вывозка планового сменного объема руды.

На концентрационном 13 горизонте по данным КГЦМ необходимо содержать три действующих состава.

Разгрузка руды и породы из груженных вагонеток на центральных рудо-, породопусках на каждом горизонте производится с помощью круговых опрокидов.

Техника безопасности, охрана труда и промсанитария

Общие положения

Решения настоящего проекта приняты в соответствии с действующими нормами, правилами, инструкциями и нормативами.

Выходами на дневную поверхность из подземных горных выработок служат стволы шахт «Иртышская» и «Вспомогательная». Указанные стволы оборудованы клетьевыми подъемами.

В связи с увеличенной высотой этажа на 13 горизонте (100м) предусматривается проходка и оборудование лифтовых восстающих для механизированной перевозки людей с 13 на 11 горизонт для группы блоков через 500м на полевом штреке.

Крепление вертикальных, горизонтальных и наклонных выработок принято согласно проектов «Казгипроцветмет», инструкций по креплению выработок и выбору типа крепи «ВНИИцветмет», геологической документации и СНиП. Зазоры в горизонтальных и вертикальных выработках приняты в соответствии с «Едиными правилами безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений подземным способом», обеспечивающие нормальное, безопасное передвижение по ним людей.

Крепление всех горных выработок необходимо производить в соответствии с разработанными на руднике паспортами, определяющими вид крепления, ее шаг, а также величину отставания ее от границ забоя.

На все забои должны составляться паспорта буровзрывных работ в соответствии с конкретными горно-геологическими условиями.

Доставка взрывчатых материалов и средств взрывания к местам их временного хранения, в забои и блоки, прием и отпуск, охрана должны производиться в соответствии с требованиями «Инструкции по устройству и эксплуатации подземных раздаточных камер и участков пунктов хранения взрывчатых материалов на шахтах и рудниках цветной металлургии» и «Единых правил безопасности при взрывных работах».

При эксплуатации породоспусков и капитальных рудоспусков должна быть составлена инструкция по безопасной организации работ по выпуску горной массы с указанием максимально допустимой высоты заполнения и максимально допустимого времени оставления горной массы в них без движения. Особое внимание должно быть обращено на недопустимость попадания воды в рудо- и породоспуски.

Дополнительные требования по технике безопасности по системам разработки

1. **Система разработки с камерной выемкой руды из буровых штреков** требует соблюдения шага опережения верхних подэтажей над нижними; это опережение не должно быть менее трех вееров взрывных скважин (не менее 5м).

2. При **системе разработки с магазинированием руды** перед началом бурения укладывать трап из досок длиной не менее 3,5м. запрещается входить в очистное пространство во время частичного выпуска руды, а также после начала массового выпуска.

3. При **системе разработки подэтажным обрушением с торцевым выпуском руды** особое внимание следует уделять решению вопроса способа проветривания.

4. При **столбовой системе разработки** кровля очистных камер (панелей) и просечек крепится железобетонными или полимерными штангами по сетке 0,8м×0,8м.

5. При ведении горных работ в контурах предохранительных целиков для обеспечения сохранности стволов шахт в качестве меры охраны оставляют рудные барьерные целики (БЦ) ориентированные длинной стороной по падению залежи. Назначение БЦ – ограничить сдвигание горных пород в замкнутых областях, не достигающих охраняемых объектов – стволов шахт.

6. На ослабленных участках очистного пространства и горных выработок бока и кровля поддерживаются штанговой или другой крепью.

Охрана труда и промсанитария

Безопасные и гигиеничные условия труда в шахте обеспечиваются:

- подачей свежего воздуха в количестве, обеспечивающем его эффективную скорость по выработкам;
- подогревом подаваемого в шахту воздуха до температуры +2°C в зимнее время;
- оснащением всех откаточных, камерных выработок, ходовых отделений стволов шахт и вентиляционно-ходовых восстающих стационарным, а проходческих и очистных забоев – переносным освещением.

Для защиты бурильщиков от вредного действия вибрации предусмотрено:

- применение машин и механизмов, позволяющих изолировать рабочих от вибрирующих частей (буровые станки и буровые каретки);
- применение средств индивидуальной защиты от вибрации (тепловые рукавицы, спецобувь с прокладкой пенопласта).

Для снижения уровня шума рекомендуется:

- применение глушителей шума для перфораторов;
- применение специальных хвостовиков буров с втулкой из синтетических материалов;
- применение глушителей шума для вентиляторов местного проветривания;
- использование специальных наушников.

Мероприятия по комплексному обеспыливанию рудничной атмосферы

По содержанию свободной двуокиси кремния в рудах и вмещающих породах (40-75%) Иртышский рудник относится к силикозоопасным. В связи с этим предусматривается применение всего комплекса мер по обеспечению нормальных атмосферных условий труда.

Основа – обеспечение действенного проветривания путем управления распределения и подачи потребного количества воздуха на все рабочие места.

Снижение потерь воздуха в сети и повышение эффективности его использования путем постоянной изоляции нерабочих выработок и отработанных блоков.

Снижение запыленности на входящих струях:

- асфальтирование и озеленение промплощадок рудника, в летнее время регулярный их полив;
- забор свежего воздуха через специальные каналы с очисткой его от пыли;
- установка на квершлагах воздухоподающих стволов шахт «Вспомогательная» и «Иртышская» водяных завес с полуавтоматическим или автоматическим отключением их при проходе людей.

В горных выработках предусматривается:

- обеспечение оптимальных скоростей движения воздуха, предотвращающих сдувание осевшей пыли с бортов и кровли выработок;
- регулярный, не менее двух раз в неделю, смыв пыли с бортов и кровли рабочих выработок;
- в выработках с высокими скоростями движения воздуха – применение при смыве пыли составов для ее закрепления, предотвращающих сдувание пыли с бортов и кровли выработок.

При ведении горных работ:

- при проходке протяженных выработок – проходка восстающих через каждые 200м, для выдачи отработанного воздуха в исходящую струю;
- ведение очистных работ только после завершения подготовки блока и проходки всех вентиляционных выработок.

Снижение запыленности при производственных процессах

Бурение. Снижение запыленности воздуха обеспечивается нормализацией мокрого бурения с добавлением в подаваемую воду смачивателей типа ДБ.

Перед бурением грудь забоя и прилегающие борта и кровля выработки орошаются водой.

Примыкающие к призабойной части борта и кровля выработок орошаются водой с добавлением составов, обеспечивающих закрепление осевшей пыли.

Взрывание. Для подавления пыли при взрывных работах предусматривается:

- установка туманообразователей и форсунок с регулируемым факелом струи воды и включение их непосредственно перед производством взрыва;
- применение гидромин, взрывааемых непосредственно перед отпалкой забоя.

Погрузочно-разгрузочные работы. Перед уборкой в проходческих забоях производится пропитка водой навала горной массы и орошение бортов и кровли выработок водой с использованием форсунок и туманообразователей.

При скреперовании, особенно с одновременной погрузкой с полка в вагоны, в скреперной выработке и над погрузочным люком полка предусматривается включение в работу туманообразователя и форсунки.

На блоковых и капитальных рудо- и породоспусках устанавливаются оросители, работа которых сблокирована с процессом разгрузки или открыванием перекрывающих их ляд.

На погрузочных люках откаточных горизонтов устанавливаются оросители, которые включаются в работу перед погрузкой горной массы в вагонетки.

3. Маркшейдерские наблюдения за сдвигами земной поверхности и толщ пород.

На Иртышском месторождении С.Н. Зеленцовым был проведён ряд маркшейдерских наблюдений за сдвижением поверхности и толщи пород по профильным линиям на земной поверхности и в квершлагах РЭШ (1969-1976гг.).

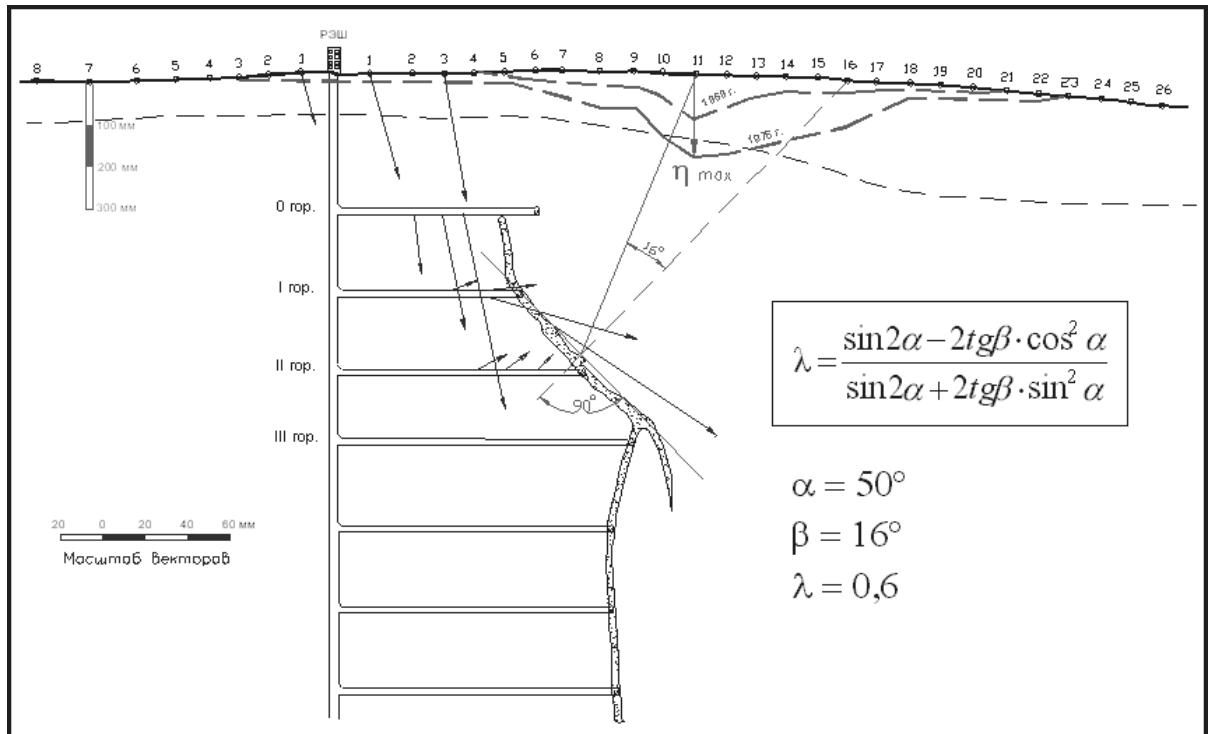


Рис. 3.1. Результаты маркшейдерских наблюдений за сдвижением поверхности.

- α - угол падения рудного тела;
- β - отклонение линии максимального оседания от нормали к плоскости рудного тела;
- λ - коэффициент бокового давления.

По данным этих наблюдений было установлено местоположение максимальных оседаний, а также отклонение линии максимальных оседаний от нормали к разрабатываемому рудному телу (см. рис. 3.1).

На основании этих наблюдений в 2000г. по методике А.Б. Макарова [5] был определён коэффициент бокового давления λ . Было установлено, что для Иртышского месторождения этот коэффициент вкрест простирания залежей составляет $\lambda=0,6$.

В дальнейшем этот результат подтверждался на моделях. Численное моделирование процесса сдвижения горных пород установило значение коэффициента бокового давления $\lambda=0,6$, как наиболее достоверное.

Наличие натурных наблюдений позволило получить достоверную информацию о характере природного поля напряжений, что в свою очередь позволило не допустить потерю точности используемого метода (см. ниже) за счёт недостоверности исходных данных.

Сдвигание горных пород при разработке слепых крутопадающих залежей

Схема сдвижения горных пород при разработке слепых крутопадающих залежей, составленная на основании результатов численного моделирования (рис. 3.2), представлена на рис. 3.3 [6].

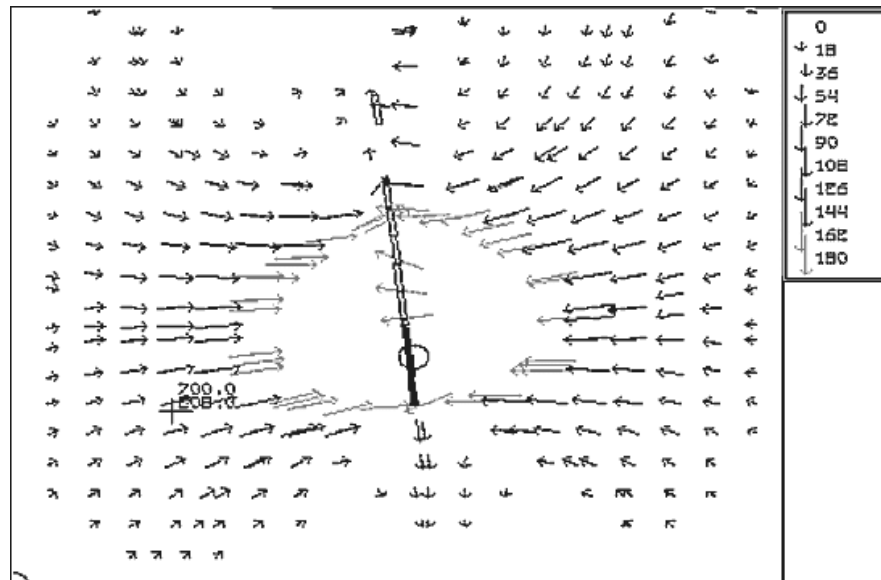


Рис. 3.2. Расчетные смещения массива по линии 28 после отработки 3, 6-10 горизонтов с комбинированной закладкой и 11-13 горизонтов с закладкой подрывом пород висячего бока.

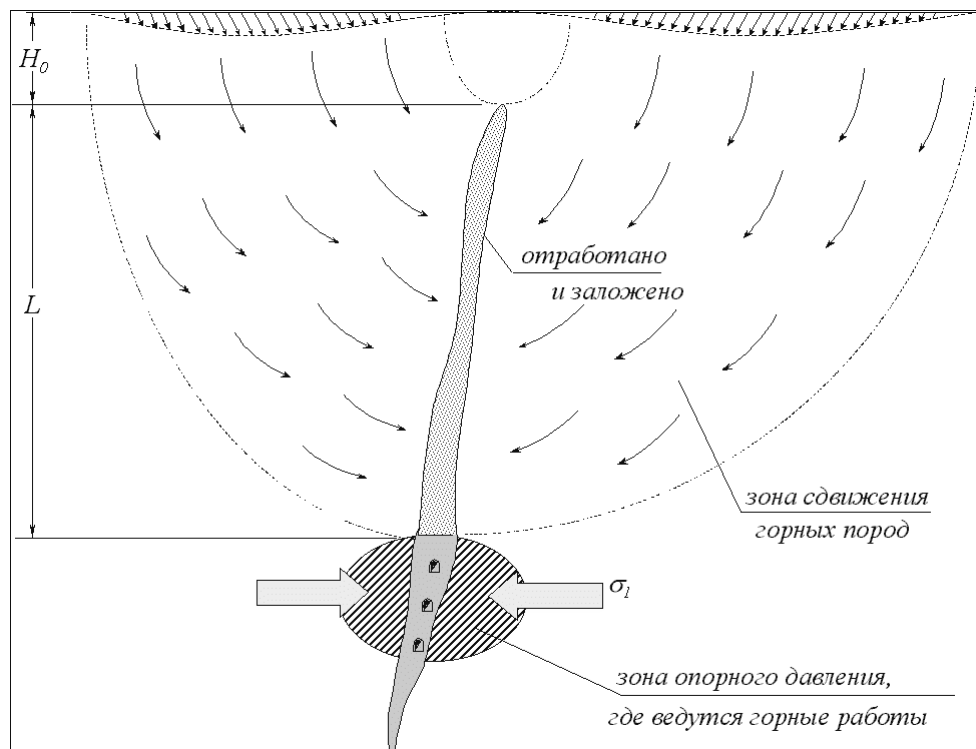


Рис. 3.3. Схема сдвижения горных пород и формирования опорного горизонтального давления под выработанным пространством слепых крутопадающих залежей

Общий характер смещений массива можно описать следующим образом:

- вблизи отработанной залежи вектора смещений массива ориентированы субгоризонтально в сторону выработанного пространства;
- наибольшие смещения наблюдаются в середине выработанного пространства; конвергенция (сближение) висячего и лежащего бока превышает 1 м;
- по мере удаления от выработанного пространства смещения уменьшаются по величине и меняют свое направление, приближаясь к вертикальным.

Проверить адекватность численной модели реальным условиям можно сопоставлением расчетных и наблюдаемых в натурных условиях смещений и деформаций массива и земной поверхности. На рис. 3.4 были представлены оседания земной поверхности по профильной линии по оси шх. "Вспомогательная". Наибольшие смещения порядка 30-36 мм наблюдаются в районе реперов Rp11÷Rp19. На рис. 3.5 представлены расчетные оседания земной поверхности в разрезе 28 по оси шх. "Вспомогательная", полученные численным моделированием. Как и в натурных условиях, наибольшие расчетные оседания земной поверхности порядка 15-20 мм наблюдаются в районе реперов Rp9÷Rp19. Такую сходимость результатов расчетов с натурными данными с учетом погрешностей нивелирования и моделирования можно считать вполне удовлетворительной.

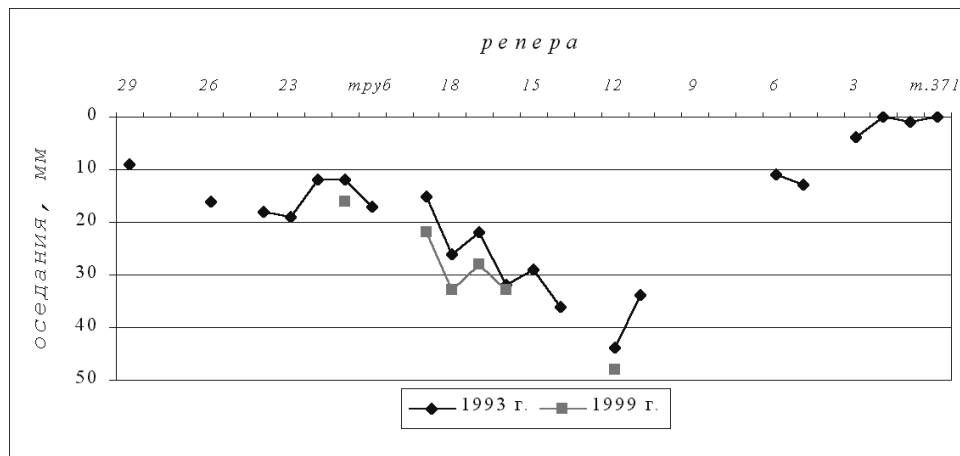


Рис. 3.4. Оседания реперов профильной линии № 3 по оси шх. "Вспомогательная"

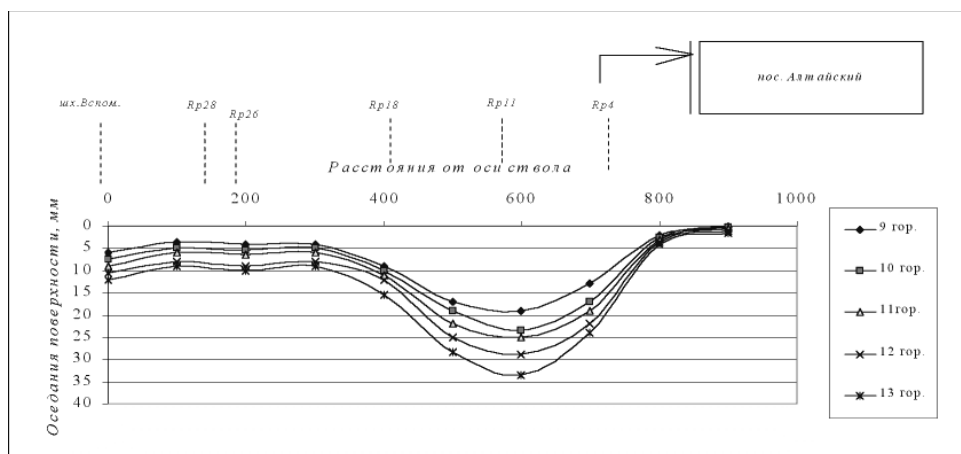


Рис. 3.5. Расчетные оседания земной поверхности по оси шх. "Вспомогательная" после отработки верхних горизонтов (до 9 гор.) с закладкой и 10-13 горизонтов – с обрушением

Дополнительную информацию о горизонтальных смещениях массива по глубине можно получить по профилировкам армировки шахтных стволов. Шахтный ствол в этом случае представляет собой вертикальную профильную линию, по которой можно проследить закономерности изменения горизонтальных смещений массива по глубине и развитие процесса сдвижения во времени. Особое значение использование профилировок стволов имеет при разработке крутопадающих рудных залежей, т.к. возникающие при этом горизонтальные смещения преобладают над вертикальными. На рис. 3.6 представлены смещения оси ствола шах. «Вспомогательная», полученные по результатам обработки профилировок.

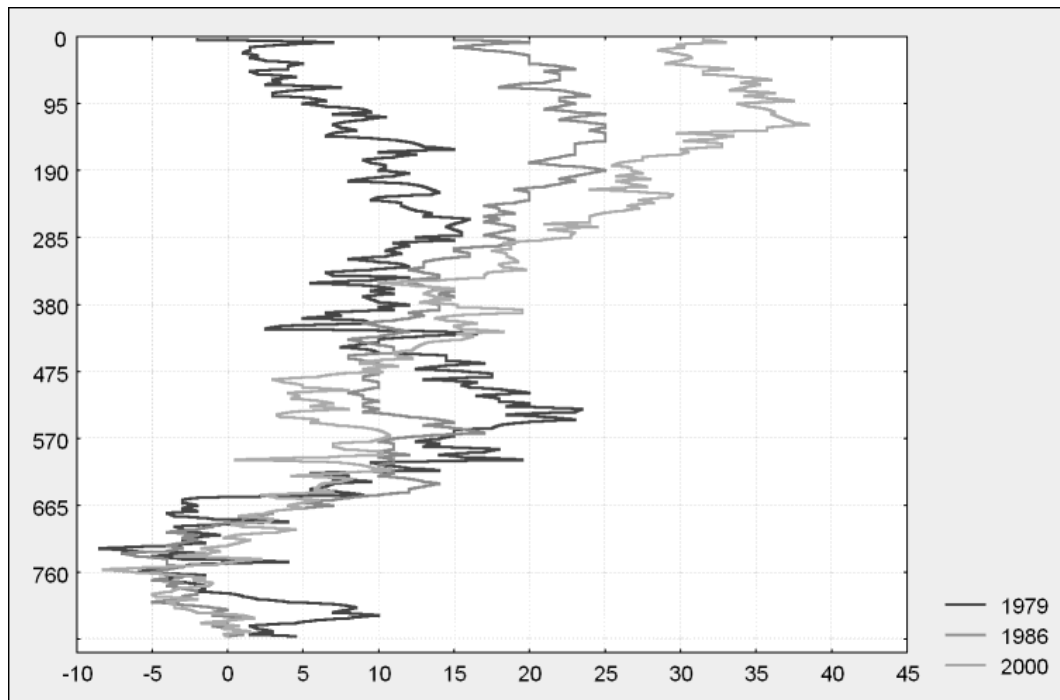


Рис. 3.6. Горизонтальные смещения оси ствола шахты "Вспомогательная" по данным профилировок армировки разных лет

4. Проявления горного давления и постановка задачи.

Анализ типовых обстоятельств производственного травматизма от обрушения горной массы.

Типовыми проявлениями горного давления на нижних горизонтах (11 гор. и ниже) Иртышского за последние два года стали:

- обрушения кровли с образованием шатрового контура рудных подэтажных и доставочных штреков, находящихся под отработанными и заложенными на верхних горизонтах блоками;
- отслоения сильно рассланцованных пород в бортах штреков.

В зависимости от степени хлоритизации, серицитизации и окварцевания вмещающих пород места первоначального проявления горного давления (в кровле или в бортах) варьируются. В местах, где породы представлены слабыми серицит-хлоритовыми сланцами с крепостью 4-6, первые разрушения проявляются в бортах штреков и только потом – в кровле. На участках с сильным окварцеванием сланцев (крепость пород увеличивается до 10-14) первой разрушается кровля штреков.

Проявления горного давления послужили причиной производственного травматизма от падения горной массы:

1. Смертельный несчастный случай 11.10.99 г. с Муздыбаевым С.М. от падения рудной корки на контакте с закладкой вышележащего блока с кровли подэтажного штрека в блоке 940 (по ВЛБ) Иртышского рудника; габариты вывала 2,0×1,5×0,4 м;
2. Смертельный несчастный случай 15.12.99 г. с Нуралиным Е.К. в процессе оборки заколов от вывала с кровли на сопряжении подэтажного штрека с высечкой под погрузполк в блоке 1136 Иртышского рудника; габариты вывала 1,8×1,6×0,35 м;
3. Групповой смертельный несчастный случай 16.01.00 г. в ходе ремонта Минибура от вывала с кровли на сопряжении подэтажного штрека 2 с транспортным уклоном в блоке 1148-1150 Иртышского рудника; габариты вывала 5,0×1,3×1,0 м;
4. Смертельный несчастный случай 20.06.01 г. с Ефремовым С.М. от падения горной массы с кровли подэтажного штрека 3 на отметке –200 м в блоке 1128 Иртышского рудника; габариты вывала 5,0×2,0×1,5 м;
5. Тяжелый несчастный случай 29.05.02 г. со Скаковым Ш.Т. от отслоения породы с борта рудного штрека 13 горизонта на отметке –320 м в блоке 1332 Иртышского рудника;
6. Смертельный несчастный случай 25.07.02 г. с Толеубаевым А.Ж. от обрушения кровли подэтажного штрека 4 на отметке –250 м на расстоянии 1 м от забоя в блоке 1232 Иртышского рудника; габариты вывала 1,7×2,0×0,9 м;
7. Групповой несчастный случай со смертельным и тяжелым исходом 26.01.03 г. с Соколовым Н.А. и Аймкановым Е.Ж. при демонтаже монорельса КРН-4А от падения горной массы с сопряжения вентвосстающего с горизонтальной сбойкой в блоке 1115 (по ЮВЗ) Иртышского рудника;

8. Группового несчастного случая с тяжелым исходом 23.02.03 г. с Кешубаевым А.Е. и Кунанбаевым А.Ж. от отслоения горной массы на контакте рудной кровли и породы висячего бока в магазине блока 1338 Иртышского рудника; габариты вывала 1,0×0,7×0,4 м;
9. Смертельный несчастный случай 20.02.04 г. с Першиным В.Н. от отслоения горной массы на сопряжении рудного штрека и заезда на него при отгрузке погрузмашиной Торо руды из блока 1338 Иртышского рудника; габариты вывала 3,0×2,0×2,0 м; сопряжение было закреплено ЖБК по сетке 0,8×0,8 м, длина штанг 1,8 м; при отслоении горная масса выдернула концы анкеров из массива; при осмотре было обнаружено неполное заполнение шпуров под крепь цементным раствором;
10. Смертельного несчастного случая 9.05.04 г. с Абденовым К.Т. при передвижении из вент.окна МХВ в очистное пространство от отслоения породы висячего бока в магазине блока 1073 (по ЮВЗ) Иртышского рудника; габариты вывала 0,9×1,2×0,4 м;
11. Группового несчастного случая со смертельным исходом 9.06.04 г. с Утегеновым Е.О., Куйчиевым Д.Н., Туркановым А.К., Акышевым К.Б., Жадриновым А.Ж. от отслоения кровли при перекрепке скреперного штрека блока 1121 (по ЮВЗ) Иртышского рудника; мощность вывала по крутопадающей тектонической трещине больше, чем глубина установки анкеров;

Анализ актов спецрасследований несчастных случаев показал, что основной **геомеханической причиной** производственного травматизма от падения горной массы являются отслоения сильно рассланцованных вмещающих пород с бортов и кровли штреков, ориентированных вдоль простирания основных поверхностей ослабления массива (крутопадающей сланцеватости) и вкрест направления действия высоких горизонтальных напряжений в зоне опорного давления. Основной **производственной причиной** несчастных случаев является несвоевременное или недостаточное крепление горных выработок, в которых накладываются два неблагоприятных геомеханических обстоятельства.

Наиболее крупные вывалы большой мощности происходили на сопряжениях рудных штреков и заездов на них (или погрузочных заездов), где применялась самоходная горная техника. Большие обнажения сопряжений обрушались с нарушением анкерной крепи (обрывом анкеров или их выдергиванием). В настоящее время самоходная горная техника на Иртышском руднике вытесняется переносным оборудованием, а на Белоусовском руднике применяется только при разработке зоны «Прогресс», которая вскрыта транспортными уклонами.

Производственный травматизм от обрушения рудной кровли подэтажных штреков, а также обрушения кровли и бортов:

- ✓ рудного подэтажного штрека блоков 1032-1034 в феврале 2000 г.,
- ✓ подэтажного штрека 1 блоков 1132-1134 в феврале 2001 г.,
- ✓ подэтажного штрека 5 блока 1132 в августе 2002 г.;
- ✓ подэтажного штрека 5 блока 1232 в августе 2002 г.;
- ✓ рудного скреперного штрека блока 1332 в феврале 2003 г.;
- ✓ рудного скреперного штрека блока 1338 в феврале- марте 2003 г.

После данных проявлений горного давления руководством Корпорации "Казахмыс" в 2002 г. было принято решение о переходе к отработке запасов нижних горизонтов Иртышского и Белоусовского рудников системой с магазинированием. При этом, как правило, орты и квершлагги (выработки, пройденные вкрест простирания рудного тела) сохраняют свою устойчивость.

Случаи производственного травматизма от отслоений висячего бока очистных выработок послужили причиной для принятия руководством Корпорации "Казахмыс" в июне 2004 г. решения о креплении висячего бока блоков, отрабатываемых системой с магазинированием сталеполимерной анкерной крепью.

Дополнительные мероприятия по обеспечению безопасности горных работ. Решением Председателя Правления АО «Корпорация Казахмыс» д.т.н. Юна Р.Б. от 22.06.04 г. предусмотрены следующие меры:

- При отработке блоков системой с магазинированием крепить борта очистного пространства сталеполимерной анкерной крепью по сетке, определенной рекомендациями ВНИИцветмет;
- Крепление скреперных штреков производить сталеполимерной анкерной крепью по сетке 0,8 х 0,8 м; сопряжения скреперного штрека с нишей под дучку крепить металлической арочной крепью с затяжкой кровли; козырек ниши крепить сталеполимерной анкерной крепью;
- Откаточные полевые штрека крепить комбинированной крепью - сталеполимерной анкерной крепью по сетке 0,8 х 0,8 м с последующим торкретированием выработки толщиной 5 см;
- Проходку вентиляционно-ходовых восстающих вести в породах лежачего бока.
- Данные мероприятия по усилению крепления должны обеспечить безопасность горных работ на нижних горизонтах Иртышского и Белоусовского рудников.

25.06.04 г. на Иртышском руднике совместно с представителями ВНИИцветмет проведены испытания сталеполимерной анкерной крепи с натяжкой шайбы гайкой в полевом откаточном штреке 13 горизонта, в магазине отрабатываемого блока 11 горизонта и в скреперном штреке подготавливаемого блока на 11 горизонте. Испытания показали, что через 5-10 минут после установки стальной анкер диаметром 22 мм с полимерной смолой несет нагрузку 12 т. Т.е. основное преимущество сталеполимерной анкерной крепи – практически мгновенное включение в работу в полной мере реализуется в специфических условиях Иртышского рудника.

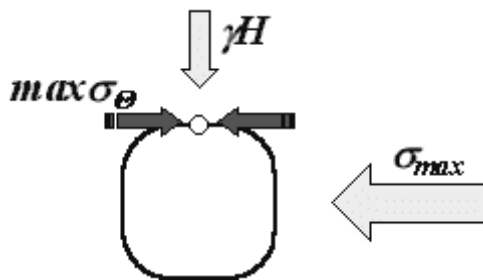
Причина разрушения штреков.

Форма разрушения штреков – с образованием шатрового свода - весьма характерна, как проявление высоких горизонтальных напряжений, действующих вкрест простирания рудного тела и превышающих вертикальное давление.

Теоретически, аналогичному разрушению должна подвергаться и почва штреков. Разница с кровлей состоит только в том, что руда, раздавленная горизонтальными напряжениями в почве, не может никуда вывалиться и остается в разрушенном состоянии в почве штрека. За счет разрушения может наблюдаться пучение почвы. Однако это явление трудно заметить, т.к. почва штреков постоянно зачищается.

Чтобы разрушить руду в кровле штрека, необходимы горизонтальные напряжения $\max \sigma_{\theta}$ не менее $0,6\sigma_0$, где $0,6$ – коэффициент структурного ослабления; σ_0 – прочность руды на сжатие в образце. По данным ВНИИцветмет прочность руды колеблется от 100 МПа до 150 МПа, составляя в среднем 133 МПа. Поэтому для разрушения кровли и почвы штреков необходимы действующие напряжения $\max \sigma_{\theta}$ порядка 60÷80 МПа.

При появлении признаков разрушения кровли выработок под действием $\max \sigma_{\theta}$ обратный расчет максимального главного напряжения σ_{\max} в массиве надо вести по условию:



$$\max \sigma_{\theta} = 3\sigma_{\max} - \gamma H = 0,6\sigma_0$$

где $\max \sigma_{\theta}$ – максимальные напряжения на контуре кровли штрека;
 γH – гравитационное (вертикальное) давление вышележащей толщи пород на глубине H .

Отсюда максимальные по величине и горизонтальные по направлению действия напряжения σ_{\max} должны быть не менее:

$$\sigma_{\max} = (0,6\sigma_0 + \gamma H)/3.$$

На глубине $H = 600$ м (на отметках 11 горизонта) при $\gamma = 2,7$ т/м³ величины горизонтальных напряжений в массиве σ_{\max} , действующих вкрест простирания рудного тела и вызывающих разрушение кровли и почвы штреков, должны быть не менее 25÷32 МПа.

Природное поле напряжений на Иртышском и Белоусовском месторождениях по нашим данным характеризуется коэффициентом бокового давления $\lambda = 0,6$. Это означает, что до начала горных работ горизонтальные напряжения вкрест простирания рудных залежей составляют 60% от вертикального давления γH . На глубине 600 м природный (начальный) уровень горизонтальных напряжений $\lambda \gamma H$ составляет 9,7 МПа, т.е. в 2,5÷3,3 раза ниже, чем фактически действующие.

Формирование зон горизонтального опорного давления над и под выработанным пространством связано с особенностями процесса сдвижения горных пород при разработке слепых крутопадающих залежей (см. п. 3).

Следовательно, ***разрушения подэтажных штреков на нижних горизонтах Иртышского рудника связаны с их расположением в зоне влияния вышележащей отработки (концентрации горизонтального давления под отработанными и заложенными блоками верхних горизонтов).***

Постановка задачи.

Анализ обстоятельств производственного травматизма показал значительные расхождения между прогнозируемым и фактическим состоянием массива горных пород. Эти расхождения не позволяют объективно определить необходимые меры по управлению горным давлением.

Для определения фактического состояния массива горных пород проведён сбор всех (прямых и косвенных) наблюдений. На основании собранных данных принято следующее решение:

- ✓ Необходимые объёмы характеристик горного массива можно получить только из косвенных наблюдений;
- ✓ Объём косвенных наблюдений достаточен для получения необходимых характеристик горного массива по всему объёму Иртышского рудника;
- ✓ Объём прямых наблюдений недостаточен для оценки качества необходимых характеристик (это значит, что метод, используемый для получения характеристик по косвенным наблюдениям, должен иметь оценку качества, выполненную до применения на Иртышском руднике).

На основании принятого решения и имеющихся данных для получения характеристик горного давления выбран метод, изложенный в [1]. Этот метод полностью удовлетворяет условиям задачи.

Для учёта влияния технологии горных работ использована статья [2].

Для учёта влияния раздробленной горной массы на распределение напряжений в массиве горных пород использованы исследования [3].

Применение всех перечисленных методов и исследований позволило решить следующие задачи:

- Определение действующих напряжений на всём объёме Иртышского рудника с погрешностью не более 20%;
- Прогноз развития горного давления в блоках 11-го горизонта на глубине свыше 600м, разрабатываемых системой с магазинированием руды.

5. Метод расчёта.

Основой для получения требуемых характеристик (горизонтальной составляющей поля напряжений) массива горных пород на Иртышском руднике стал «Инженерный метод расчёта напряжений в крутопадающих рудных телах», изложенный в [1]. Это суперпозиционный метод, подробное описание которого включено в состав GeoMechPacket-2 for MS Excel и приведено ниже.

Этот метод позволил получить значения горизонтальной составляющей поля напряжений по всему Иртышскому месторождению с погрешностью не более 20% (при разработке данного метода оценка погрешности не превосходила 14%).

Этот метод имеет 2 вида реализации: линейный и сеточный.

Линейный вариант метода предназначен для определения распределения горного давления по прямой линии (выбранная линия должна располагаться по оси рудного тела). Реализация линейного варианта позволила оценить особенности распределения горизонтальных напряжений на Иртышском руднике на начальной стадии исследований (2001-2002гг.), но оказалась недостаточно информативной. Эта реализация (GeoMechPacket-1 for MS Excel) до сих пор используется для предварительных оценок напряжённого состояния массива горных пород, но в данную дипломную работу не включена.

Сеточный вариант метода предназначен для определения распределения горного давления по плоскости, разбитой сеткой, (выбранная плоскость должна являться осевой плоскостью рудного тела). Реализация сеточного варианта позволила получить детальную характеристику распределения горизонтальных напряжений на стадии исследования фактического состояния горного массива (2004-2005гг.) Иртышского месторождения и на стадии прогноза развития горного давления на горизонтах ниже 600м (2005г.). Эта реализация (GeoMechPacket-2 for MS Excel) является основой всех результатов и выводов, приведённых в данной дипломной работе.

Для определения порядка расчёта (многостадийный расчёт) использованы выводы статьи [2]. Выводы этой статьи не потребовали изменения алгоритма расчёта (что было бы недопустимо по условиям задачи), а позволили установить порядок многостадийного расчёта, соответствующий порядку разработки Иртышского месторождения.

Исследования [3], использованные для определения влияния раздробленной горной массы на распределение напряжений в массиве горных пород, также не потребовали изменения алгоритма и были использованы только для формирования исходных данных.

Описание метода расчёта.

Анализ современного уровня разработок по изучению напряжённого состояния массива и закладки.

При исследованиях напряжённо-деформированного состояния массива горных пород вокруг выработок широко используются численные методы расчёта. Среди них наибольшее распространение получили методы конечных элементов и граничных интегральных уравнений. Достоинство метода конечных элементов заключается в возможности учёта локальных неоднородностей массива, так как каждому из элементов, на которые разбивается массив в области решения, можно присвоить собственные механические характеристики. При решении задач механики горных пород методом конечных элементов, можно осуществлять анализ напряжённого состояния каждого из элементов и в соответствии с этим напряжённым состоянием пересчитывать все механические характеристики элементов.

Применение метода конечных элементов позволяет рассматривать произвольную неоднородность среды, анизотропию, учитывать проявление пластичности, вязкости, нелинейность деформационных свойств, учитывать структурные особенности реальных массивов горных пород, такие как трещиноватость, пористость, наличие нарушений сплошности массивов в виде трещин контакта, а также учитывать технологические факторы, например, последовательность очистных и закладочных работ.

Другие направления численных методов решения задач о напряжённо-деформированном состоянии среды являются методы граничных элементов, в которых решение уравнения удовлетворяется на границе исследуемой области.

Наряду с широкими возможностями численных методов, их использование требует специальной подготовки и недоступно большому кругу специалистов.

Это в значительной степени устраняется при использовании предлагаемого метода оценки напряжённого состояния массива горных пород крутопадающих месторождений малой и средней мощности.

Разработанный инженерный метод позволяет прогнозировать нагруженность рудного массива с учётом динамики развития горных работ и тем самым учитывать технологическую последовательность развития горных работ, тип применяемой закладки, прочностные свойства пород. Метод расчёта применим в том случае, когда одно из главных напряжений нетронутого массива нормально к плоскости простирания. Наибольший практический интерес представляют напряжения σ_y^∞ . Эти напряжения определяют нагруженность рудного и закладочного массивов, которая сопоставляется с несущей способностью этих массивов. Известно, что расщепление пород ориентированно вдоль плоскости простирания рудного тела и происходит в условиях высокого давления, действующего перпендикулярно к направлению перемещения пород. Это является основанием для использования метода при оценке напряжённого состояния месторождений жильного типа, приуроченных к сланцеватым текстурам.

Метод расчёта нагруженности массива и закладки.

Среди разнообразия рудных тел в горнодобывающей практике встречаются такие, которые характеризуются относительно простой формой (без разветвлений) и не имеют резких изменений мощности и условий залегания. Особенность их разработки заключается в том, что очистные камеры имеют вид относительно узких, протяжённых выработок, расположенных примерно в одной плоскости. Поперечный размер камер h значительно меньше продольных размеров a и b ($h \ll a$, $h \ll b$).

Выемка ценных руд и руд в сложных горно-геологических условиях сопровождается последующей закладкой выработанного пространства. Определение оптимальных параметров очистных камер, рудных и искусственных целиков, прочности закладочного массива и т.п. является важной практической задачей, решение которой должно основываться на экономической оценке производственных затрат с учётом фактора безопасности горных работ. Фактор безопасности в свою очередь тесно связан с решением проблем горного давления, исследование которых, осуществляемое средствами и методами геомеханики, связано главным образом с анализом напряжённого состояния массива горных пород. Ниже изложен инженерный метод расчёта изменения нагруженности рудного массива и закладки. **Метод достаточно прост и не требует обращения к большим ЭВМ.** Например, в приведённых ниже примерах для расчётов использовался карманный калькулятор.

Пусть известно напряжённое состояние нетронутого массива горных пород, которое в простейших случаях может быть определено из анализа геологических условий залегания рудного тела, а в общем случае в результате непосредственных шахтных измерений. Создание выработанного пространства приводит к перераспределению напряжений в массиве горных пород. Суть перераспределения состоит в том, что вынимаемая часть рудного массива исключается из силового соотношения структурных элементов массива горных пород. При этом нагрузка, первоначально воспринимаемая извлеченной частью массива, передаётся на оставшуюся часть рудного массива, вмещающие породы или закладочный массив. Нагрузка распределяется также среди специально созданных несущих конструкций, к которым относятся рудные и искусственные целики.

Если руда и вмещающие породы близки по упругим свойствам, а одно из главных напряжений нетронутого массива действует нормально к плоскости простираения рудного тела, приближенная оценка распределения нормальной нагрузки со стороны вмещающего массива между несущими элементами может быть осуществлена на основе известной формулы распределения напряжений в упругой среде при действии в среде сосредоточенных силовых источников. В этой оценке очистные камеры моделируются лежащими в одной плоскости разрезами в однородной упругой среде (рис. 5.1).

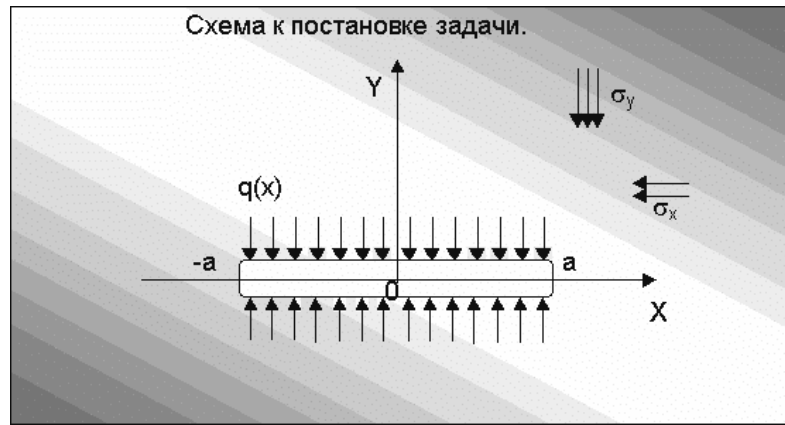


Рис. 5.1.

Для простоты рассмотрим сначала в условиях плоской деформации одиночную выработку без закладки выработанного пространства (рис.5.2).

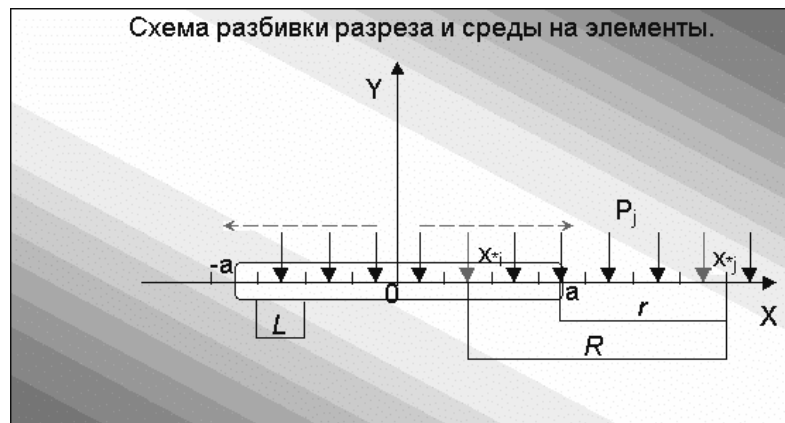


Рис. 5.2.

Рудное тело на рисунке не показано. Напряжения σ_y^∞ и σ_x^∞ являются главными.

Распределение напряжений σ_y на прямой $y=0$ можно найти, решив задачу теории упругости о разрезе, нагруженном нормальной нагрузкой $q(x)$. Эта нагрузка равна нормальным напряжениям $\sigma_y(x)$, действовавшим вместе проведения разреза. В частном случае горизонтальной одиночной выработки при однородном исходном поле напряжений на разрезе, моделирующем выработку, распределённая нагрузка постоянна и равна $q(x)=\gamma H$.

Для инженерного расчёта напряжений σ_y вдоль оси x разобьём разрез и линию его продолжения в среде вдоль оси x на линейные элементы L (в плоском случае). Выбор размера L зависит от степени необходимой точности оценки: чем меньше L , тем точнее оценка. Однако следует учесть, что с уменьшением L растёт объём вычислений.

Пусть разрез, моделирующий выработку, содержит N элементов, которым приписан индекс i , а среда M элементов с индексом j . Последние элементы будем для определённости называть "грузонесущими". Введя линейные элементы будем далее рассматривать средние напряжения в элементах $\sigma_{ср}$ или силы. Задаваемые в центре элементов разреза силы обозначим Q_i ($i=1,2,...,N$). Искомые силы, приложенные в центре грузонесущих элементов, обозначим P_j ($j=1,2,...,M$). Очевидно $P_j=L\sigma_{ср}|_j$. Таким образом наш расчёт заключается в определении

нормальных сил P_j в *грузонесущих* элементах по известным силам Q_i , задаваемым на элементах разреза.

При предположении упругости среды сила P_j в каждом элементе является суммой соответствующих воздействий от совокупности сил:

$$P_j = \sum_{i=1}^N f(Q_i)$$

Функция f отражает закономерность передачи силового возмущения от одиночной силы. Об этой функции можно говорить как о своеобразной *функции точечного возмущения для разреза*. Используя соответствующее соотношение, полученное в работе "Предельное равновесие хрупких тел с трещинами", Панасюк В.В., Киев, 1968г., напряжение $\sigma_y(x)$ в центре *грузонесущего* элемента j можно записать в виде:

$$\sigma_y(x_{*j}) = \sum_{i=1}^N \left(\frac{Q_i}{\pi(x_{*j} - x_{*i})} \frac{\sqrt{a^2 - x_{*i}^2}}{\sqrt{x_{*j}^2 - a^2}} \right)$$

Здесь:

x_{*j} - координата центра *грузонесущего* элемента j ;

x_{*i} - координата центра элемента, где задана сила Q_i (координата точки приложения силы) ;

$\pm a$ - координата границы разреза.

В целях разумного облегчения расчётов будем искать кусочно-линейное распределение напряжения $\sigma_y(x)$. В этом случае в пределах рассматриваемого *грузонесущего* элемента j напряжения $\sigma_y(x)$ можно описать функцией вида:

$$\sigma_y(x)|_j = A_j + B_j x$$

где A_j и B_j ($j=1,2,...,M$) - постоянные, которые выбираются таким образом, чтобы было справедливо соотношение:

$$A_j + B_j x = \sum_{i=1}^N \left(\frac{Q_i}{\pi(x_{*j} - x_{*i})} \frac{\sqrt{a^2 - x_{*i}^2}}{\sqrt{x_{*j}^2 - a^2}} \right)$$

Поскольку в рассматриваемом случае среднее напряжение в *грузонесущем* элементе j равно $\sigma_{ycp}|_j = A_j + B_j x_{*j}$, то можно записать соотношение для сил:

$$P_j = \sum_{i=1}^N P_{ij}$$

где P_{ij} равно:

$$P_{ij} = \sum_{i=1}^N \left(\frac{L Q_i}{\pi(x_{*j} - x_{*i})} \frac{\sqrt{a^2 - x_{*i}^2}}{\sqrt{x_{*j}^2 - a^2}} \right)$$

Величина P_{ij} представляет собой часть силы P_j , которая обусловлена силой Q_i , заданной в i -ом элементе разреза.

Для оценки распределения сил P_j вблизи края разреза, т.е. там, где распределение нагрузки вызывает наибольший интерес, формулу можно упростить и записать в виде:

$$P_{ij} \approx \sum_{i=1}^N \left(\frac{LQ_i}{\pi(x_{*j} - x_{*i}) \sqrt{2a\sqrt{x_{*j} - a}}} \sqrt{a^2 - x_{*i}^2} \right)$$

В другом крайнем случае, т.е. для удалённых точек среды x_{*j} , справедлива другая асимптотика:

$$P_{ij} \approx \sum_{i=1}^N \left(\frac{LQ_i}{\pi x_{*j}} \frac{\sqrt{a^2 - x_{*i}^2}}{x_{*j}} \right)$$

которая соответствует известному закону убывания напряжения в упругой среде, выносимого парой сил на разрезе (плоский случай). Поскольку на практике наиболее интересно распределение напряжений в целиках и вблизи выработанного пространства, **в инженерных расчётах можно использовать только первую формулу. При этом погрешность в определении напряжений σ_y на достаточном удалении от выработанного пространства не превысит 10%.**

Рассмотрим другое силовое соотношение. Сила Q_i вносит свой "вклад" во все *грузонесущие* элементы. Естественно, что сумма этих вкладов по всем *грузонесущим* элементам должна быть равна Q_i . Таким образом можно записать:

$$\sum_{j=1}^M P_{ji} = Q_i$$

Приведённые формулы являются **основными рабочими формулами расчёта**. Целесообразно их записать в ином виде, более наглядно отражающем их структуру:

$$P_{ji} = \frac{F_i}{R_{ij} \sqrt{r_j}}$$

Здесь:

посредством F_i обозначена совокупность параметров, не зависящих от координат x_{*j} ;

r_j - расстояние от центра рассматриваемого *грузонесущего* элемента j до ближайшего края разреза;

R_{ji} - расстояние от центра этого элемента до точки приложения силы Q_i , т.е. центра элемента i .

Соотношение примет вид:

$$\sum_{j=1}^M \frac{F_i}{R_{ij} \sqrt{r_j}} = Q_i$$

Отсюда можно получить следующее выражение:

$$F_i = \frac{Q_i}{\sum_{j=1}^M \frac{1}{R_{ij} \sqrt{r_j}}}$$

Методика расчёта действующих сил в *грузонесущих* элементах (или средних напряжений) заключается в следующем. Линейные величины r_j и R_{ij} , входящие в приведённые выше формулы, находятся геометрически в соответствии с условиями разбивки исследуемой области на элементы. Силы Q_i определяются по известным нормальным напряжениям σ_y на контуре будущего разреза, моделирующего новую выработку. Определив по формуле неизвестные величины F_i ($i=1,2,...,N$), находим затем величины P_{ji} и далее искомые силы P_j в *грузонесущих* элементах. Используя принцип суперпозиции решений, который справедлив для упругих сред, можно найти

нормальные силы в *грузонесущих* элементах при произвольном числе разрезов среды вдоль оси X .

Отметим, что по указанной методике определяются в *грузонесущих* элементах силы, а следовательно и средние нормальные напряжения. По средним напряжениям в элементах в общем случае нельзя построить однозначное кусочно-линейное распределение искомых напряжений $\sigma_y(x)$. Действительно, для определения $2M$ неизвестных постоянных A_j, B_j ($j=1,2,\dots,M$) имеется M уравнений. Кроме того в однородной среде должно выполняться условие непрерывности напряжений σ_y на границах элементов, что даёт ещё $M-1$ уравнение:

$$A_j + B_j \left(x_{*j} - \frac{L}{2} \right) = A_{j-1} + B_{j-1} \left(x_{*j-1} + \frac{L}{2} \right) \quad j = 2, 3, \dots, M$$

Однако одно уравнение оказывается неопределённым. Для определённости логично принять, что в том элементе, где среднее значение σ_y минимально, это напряжение постоянно. В этом случае эпюру напряжений σ_y вдоль оси X легко построить геометрически, проводя соответствующим образом отрезки прямых от элемента, где среднее значение напряжения минимально. Каждый отрезок прямой должен проводиться таким образом, чтобы он, во-первых, в центре элемента соответствовал найденному среднему значению напряжения, во-вторых, совпадал с концом отрезка в соседнем элементе. Нетрудно понять, что при увеличении числа разбиений среды на элементы точность такой кусочно-линейной аппроксимации возрастает.

Рассмотрим методику расчёта напряжений в случае закладки выработанного пространства. Закладочная смесь является более податливым материалом в сравнении с массивом горных пород. При нагружении в режиме заданных смещений горная порода и закладка, естественно, деформируются одинаково. Однако закладка нагружается слабее во столько раз, во сколько её модуль деформации E_3 меньше модуля деформации горной породы E . Численными расчётами с помощью МКЭ установлено, что при очередном расширении выработанного пространства зависимость средних напряжений в закладочном массиве вблизи очистной камеры от отношения E_3/E определяется кривой (рис.5.3).

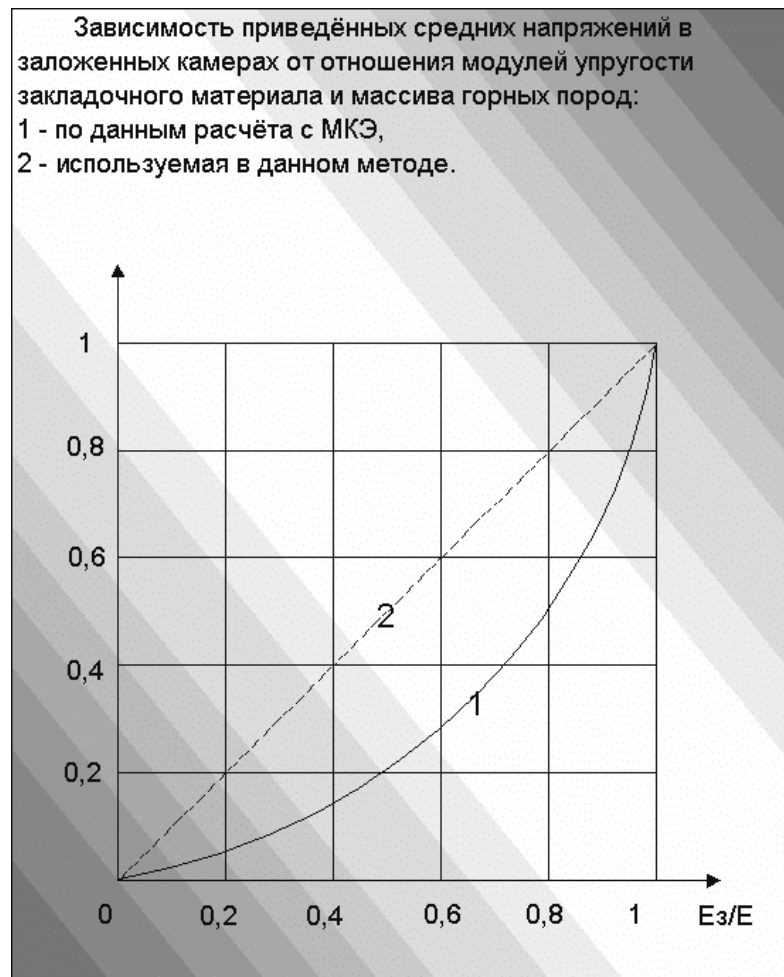


Рис. 5.3.

Эту зависимость можно использовать в расчётах средних напряжений в массиве закладочной смеси. Для простоты в инженерных расчётах эту зависимость удобно считать линейной (штриховая линия). Таким образом далее будем считать, что искусственный несущий элемент из закладочной смеси по сравнению с находящимся в тех же условиях рудным целиком воспринимает нагрузку, пропорциональную отношению E_z/E .

Следовательно, в общем случае, когда часть грузонесущих элементов j , расположенных по оси X , имеет другой модуль деформации, чем массив горных пород, вместо приведённых выше соотношений следует использовать следующие соотношения:

$$P_{ji} = \frac{E_{zj}}{E} \frac{F_i}{R_{ij} \sqrt{r_j}} \quad \text{и} \quad F_i = \frac{Q_i}{\sum_{j=1}^M \left(\frac{E_{zj}}{E} \frac{1}{R_{ij} \sqrt{r_j}} \right)}$$

Здесь:

E_{zj} - модуль деформации j -того элемента.

Очевидно, при $E_{zj}=E$, что эти формулы следуют из предыдущих и наоборот.

Рассмотренный выше метод расчёта перераспределений напряжений в случае выемки с закладкой целесообразно связать с методом последовательных циклов (МПЦ), разработанным С.В.Кузнецовым и В.Н.Одинцевым. Метод последовательных циклов учитывает последовательность расширения и заложения выработанного

пространства. В этом случае исследования перераспределения напряжений можно представить в зависимости от динамики развития горных работ, учитывающей напряжённно-деформированное состояние массивов горных пород и закладки, а также и технологические факторы влияния. При этом имеется возможность учёта изменения деформационных свойств закладка во времени или под нагрузкой, например, повышение жёсткости и упрочнение закладочного массива. Вычислительные трудности при этом практически не возрастают. Естественно, для учёта механических свойств закладки необходимо задать зависимости, отражающие соответствующие свойства, например, $Ez_j(\sigma_{cp})$ или $Ez_j(T_j)$, где T_j - время, прошедшее с момента уложения смеси в очистной камере. Анализ перераспределения напряжений в массиве горных пород и закладочном массиве рассмотренным выше методом в сочетании с МПЦ значительно повышает достоверность исследований в целом.

Рассмотрим теперь **пространственный случай** (рис.5.4). Методически он мало отличается от рассмотренного выше плоского случая. В пространственном случае производится разбивка разреза, моделирующего плоскую очистную выработку, на квадратные элементы с индексом i и оставшуюся часть плоскости $y=0$ на квадратные *грузонесущие* элементы с индексом j . Сторона элемента равна L .



Рис. 5.4.

Как и в рассмотренном выше случае суть расчёта состоит в определении нормальных сил P_{ji} , действующих на плоскость $Y=0$. Вводятся в рассмотрение величины P_{ji} , представляющие собой составляющие сил P_j , обусловленные действием сил Q_i . В пространственном случае справедливы приведённые выше соотношения, однако выражения для величин P_{ji} и F_i имеют несколько другой вид.

Для случая закладки отработанных ранее камер можно записать:

$$P_{ji} = \frac{E_j}{E} \frac{F_i}{R_{ij}^2 \sqrt{r_j}} \quad \text{и} \quad F_i = \frac{Q_i}{\sum_{j=1}^M \left(\frac{E_j}{E} \frac{1}{R_{ij}^2 \sqrt{r_j}} \right)}$$

Здесь :

r_j - минимальное расстояние от центра рассматриваемого *грузонесущего* элемента до ближайшей границы разреза;

R_{ij} - расстояние от центра *грузонесущего* элемента до центра элемента, где задана сила Q_i .

Как можно видеть отличие формул состоит в том, что в пространственном случае величина R_{ij} в квадрате. Зависимость от R_{ij} и r_j при $E_j=E$ следует из анализа асимптотического разложения напряжений σ_y в пространственном случае вблизи границы разреза. **Для круговых разрезов приведённые соотношения являются строгими, для разрезов с некруговой границей - приближёнными.**

Методика нахождения сил P_j та же самая. Расстояния r_j и R_{ij} определяются геометрически, затем по формуле находят величины F_i и далее определяют искомые нормальные силы во всех *грузонесущих* элементах. Как и в плоском случае, используя принцип суперпозиции решений для упругих сред, можно найти силы в *грузонесущих* элементах при произвольном числе разрезов, лежащих в одной плоскости.

По известным силам в *грузонесущих* элементах можно построить кусочно-линейное распределение в элементах напряжений σ_y . Для этого следует по описанной в плоском случае методике построить кусочно-линейные распределения напряжений σ_y по осям X и Z . В качестве исходного элемента следует взять элемент, где среднее значение σ_y минимально.

Оценка размеров пластической зоны.

Изложенную выше методику расчёта распределения нормальных к рудному телу напряжений σ_y можно связать с развитой в работе [4] методикой оценки линейного размера d_0 предельно напряжённой области (пластической зоны) и максимума опорного давления σ_y^{max} . Оценка величин d_0 и σ_y^{max} включает определение коэффициента интенсивности напряжений K_I у края разреза. Коэффициент K_I , рассматриваемый в теории трещин, определяется из асимптотического представления напряжений у конца разреза (трещины) в упругой среде:

$$\sigma_y(x,0) \approx \frac{K_I}{\sqrt{2\pi(x-a)}}$$

Этот коэффициент зависит от внешних условий нагружения и размера разреза. Как видно напряжения у края разреза в упругой среде имеют неограниченный рост при $x \rightarrow a$, что свидетельствует о реальности перехода материала у края разреза в пластическое состояние.

В упомянутой выше работе считается, что распределение напряжений в пластической зоне, т.е. от края разреза до точки ближайшего максимума напряжений σ_y , описываются линейным законом:

$$\sigma_y = \sigma_{мас}^0 + 2 \frac{K_* \xi}{h}$$

где :

$\sigma_{мас}^0$ - прочность рудного массива;

ξ - расстояние от обнажения вглубь массива;

h - мощность рудного тела.

За максимумом опорного давления имеет место упругое распределение напряжений. Длина пластической зоны определяется по формуле:

$$d_0 = \sqrt[3]{\left(\frac{3}{4} \sqrt{\frac{\pi}{2}}\right)^2} \sqrt[3]{\left(\frac{h}{2K_*}\right)^2} f(P)$$

где

$$P = 0,57 \frac{(\sigma_{мас}^0)^3 h}{2K_I^2 K_*}$$

$$f(P) = \sqrt[3]{\frac{1}{4} \left(\sqrt[3]{\sqrt{1+P} + 1} + \sqrt[3]{\sqrt{1+P} - 1} \right)}$$

В табличном виде зависимость $f(P)$ приведена в указанной выше работе.

Таким образом, размер пластической зоны вблизи плоской выработки поперечного размера h зависит от величины прочности массива и параметра K_I , определяемого из решения соответствующей задачи теории упругости. Величину максимума опорного давления можно найти, положив $\xi = d_0$.

Рассмотренный выше метод расчёта распределения нормальных напряжений σ_y позволяет оценить значение K_I . Для этого следует рассмотреть крайний

грузонесущий элемент у разреза, для определённости приписав ему индекс $j=1$. При той же величине среднего напряжения будем считать, что в этом элементе имеет место не линейное распределение напряжений σ_y , а распределение напряжений у конца разреза $\sigma_y(x,0)$. В этом случае на границе рассматриваемого элемента с соседним *грузонесущим* элементом должен возникнуть скачок напряжений $\Delta\sigma_y$. Отношение величины этого скачка к средним напряжениям в элементе невелико. Оно должно стремиться к нулю при $L \rightarrow 0$. Следовательно, при малом L величина погрешности в крайнем грузонесущем элементе мала. Значение K_I по найденной в элементе $j=1$ силе P_1 определяется из соотношения:

$$K_I = P_1 \sqrt{\frac{\pi}{2L}}$$

Подставив полученное таким образом значение K_I в соотношение для длины пластической зоны оценим её размер do . Возможны два случая (рис. 5.5).

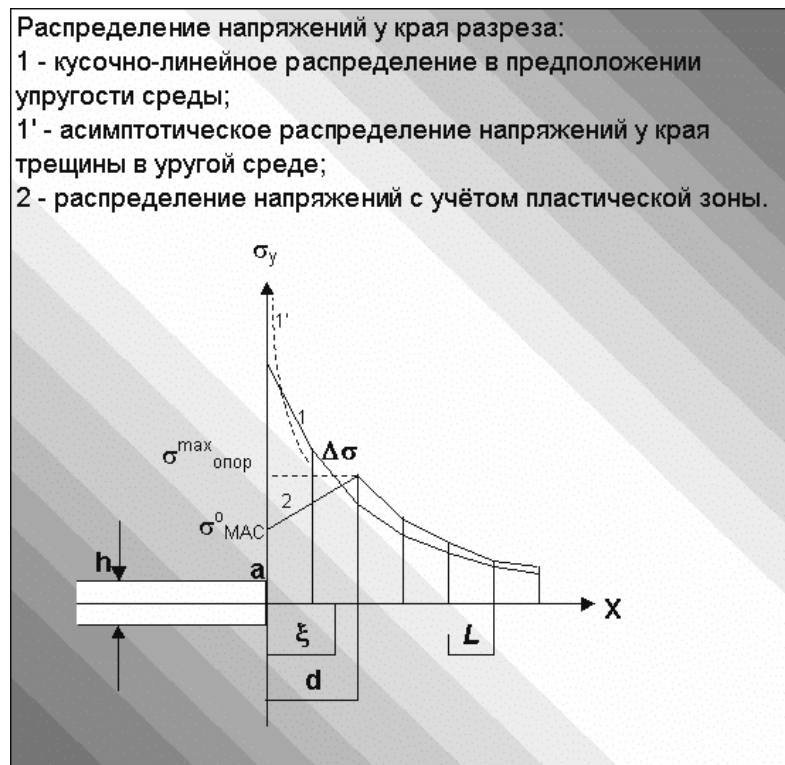


Рис. 5.5.

Случай 1:

найденное значение do приблизительно равно кратному значению величины L , т.е. $do \approx nL$, где n - целое число. В этом случае расчёт величины do заканчивается. В соответствии с распределением напряжений в пластической зоне n крайних *грузонесущих* элементов составляют пластическую зону, в которой имеет место линейный закон распределения напряжений. Очевидно, что *грузонесущие* элементы, оказывающиеся в пластической зоне, воспринимают только часть той нагрузки, которая следует из расчётов по упругой модели. "Излишек" нагрузки следует распределить среди *грузонесущих* элементов, находящихся в упругом состоянии. Перерасчёт распределения нагрузки среди *грузонесущих* элементов осуществляется по той же методике, что и при очистных работах. Важно отметить, что в этом пересчёте кусочно-линейное распределение напряжений в упругих

грузонесущих элементах строится иначе, а именно исходя из условия непрерывности напряжений σ_y на границе упругой и пластической областей.

Случай 2:

характеризуется тем, что найденное значение размера пластической зоны явно отличается от величины, кратной L . Например может быть, что $d_0 \approx 0,5L$. В этом случае целесообразно осуществить перерасчёт распределения напряжений, положив $L = d_0$. Выполняя далее вышеуказанные операции, следует сопоставить новое расчётное значение d_1 с величиной d_0 . При необходимости методом последовательных приближений можно добиться условия, характеризующего *случай 1*.

Оценка достоверности метода.

Достоверная информация о состоянии горных массивов, протекающих в них геомеханических процессах, имеет основополагающее значение для решения многих проблем, связанных с созданием безопасных технологий отработки месторождений, рациональным извлечением полезных ископаемых.

Используемые при оценке напряжённого состояния расчётные экспресс-методы, являются инженерными методами нового поколения. В основе относительно простых процедур расчёта лежат математические решения ряда задач механики горных пород и механики твёрдого деформируемого тела.

Оценивая достоверность предложенного метода оценки напряжённого состояния массива и несущих конструктивных элементов, следует остановиться на следующих моментах. Это соответствие расчётной модели реальному состоянию технологических процессов природы и сама точность расчётного метода. В этой связи необходимо отметить, что достоверность инженерного метода значительно повышается, поскольку при постановке задачи исследований имеется возможность прогнозировать динамику развития горных работ. Использование метода позволяет учесть влияние уже существующих горных работ на изменение геомеханической обстановки при исследовательской отработке горизонтов как в масштабе всего рудного тела или нескольких рудных тел, так и в масштабе очистных камер.

Точность инженерного метода расчёта концентрации напряжений в плоском и пространственном случаях определялась на примерах сравнения решения тестовых задач методом конечных элементов, а также задач по определению нагрузок на ленточные и столбчатые целики, рассчитанные Ж.С. Ержановым и другими методами теории упругости. Расхождения результатов расчёта задачи о распределении напряжения при проведении плоской выработки с прямоугольным уступом для пространственного случая, выполненные инженерным методом, и найденное более точным методом не превышали 20% (рис. 5.6).

Расчёт нагруженности целиков в изолированных залежах при камерно-столбовой системе разработки для простейших случаев геометрии инженерным методом и выполненный по методике Ж.С.Ержанова и др.

| Параметры очистных выработок | | | | Относительная нагрузка на центральный целик | | % |
|------------------------------|------------------------------|----------------------|-----------------------------|---|--------------|------|
| Ширина целика (a), м | Пролёт между целиками (L), м | Высота целика (h), м | Количество целиков в панели | инженерный метод | точный метод | |
| 5 | 15 | 15 | 1 | 0,54 | 0,60 | 10,7 |
| 5 | 15 | 15 | 2 | 0,64 | 0,75 | 14,0 |
| 5 | 15 | 15 | 3 | 0,71 | 0,82 | 13,0 |
| 5 | 15 | 15 | 5 | 0,76 | 0,86 | 11,4 |
| 5 | 15 | 15 | 7 | 0,80 | 0,89 | 9,9 |
| 5 | 15 | 15 | 9 | 0,83 | 0,91 | 8,4 |
| 5 | 15 | 15 | 11 | 0,85 | 0,92 | 7,6 |
| 5 | 15 | 15 | 15 | 0,87 | 0,94 | 7,0 |

Рис. 5.6

Сравнительный анализ показывает, что различия между расчётными данными не превышают 14%. Эти значения допустимы для многих задач и её величину (20%)

можно принять в качестве оценки погрешности рассмотренного метода расчёта напряжений.

Опробование инженерного метода было произведено для оценки размеров зоны опорного давления для случая частичной отработки охранных целиков стволов шахт Жезказганского месторождения и показала хорошие практические результаты.

Для оценки опорного давления в предохранительном целике ствола при его частичной отработке параметры ленточных целиков (a) и очистных камер (L) в расчётах варьировались. Установлено, что величина опорного давления в охранным целике в значительной степени зависит от расстояния от ствола до выработанного пространства. Проведённые расчёты позволили определить значение опорного давления, формирующегося вследствие образования камер.

Анализ расчётов показывает, что наибольшее дополнительное давление, достигает $1,5\gamma H$, отмечается у границ предохранительного целика. Однако уже на расстоянии 10м от вырабатываемого пространства дополнительная нагрузка на массив не превышает $0,5\gamma H$, а на расстоянии 15м - $0,1\gamma H$. Таким образом, на основе расчётов можно сделать вывод о том, что частичная отработка охранных целиков по фактору горного давления может производиться до тех пор, пока расстояние от границ выработанного пространства ствола не достигнет 20-25м.

На базе проведённых исследований разработаны и согласованы с Госгортехнадзором РК 29.09.89г. дополнения к "Временным правилам охраны сооружений от вредного влияния подземных разработок на рудниках Жезказганского горно-металлургического комбината», регламентирующее условия по частичной отработке запасов в охранных целиках стволов шахт и поверхностных сооружений.

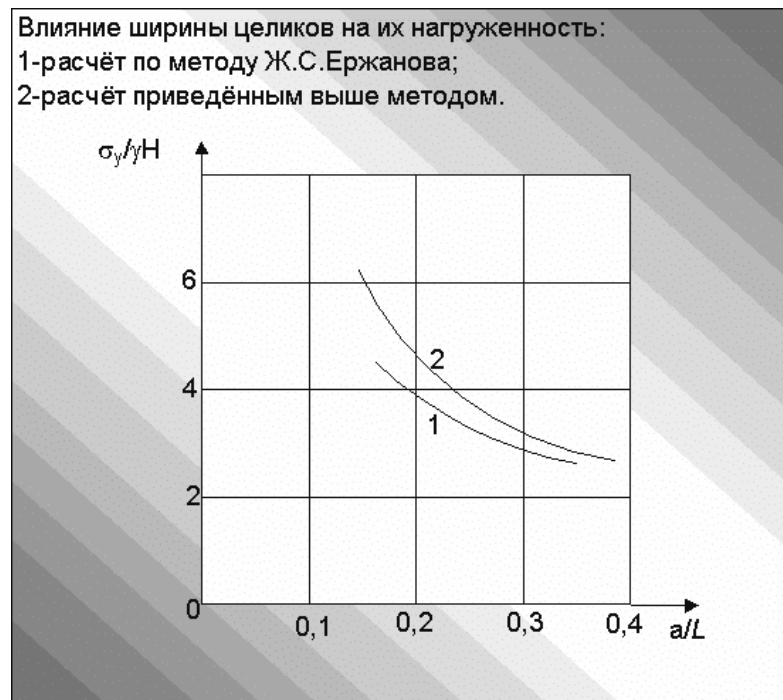


Рис. 5.7.

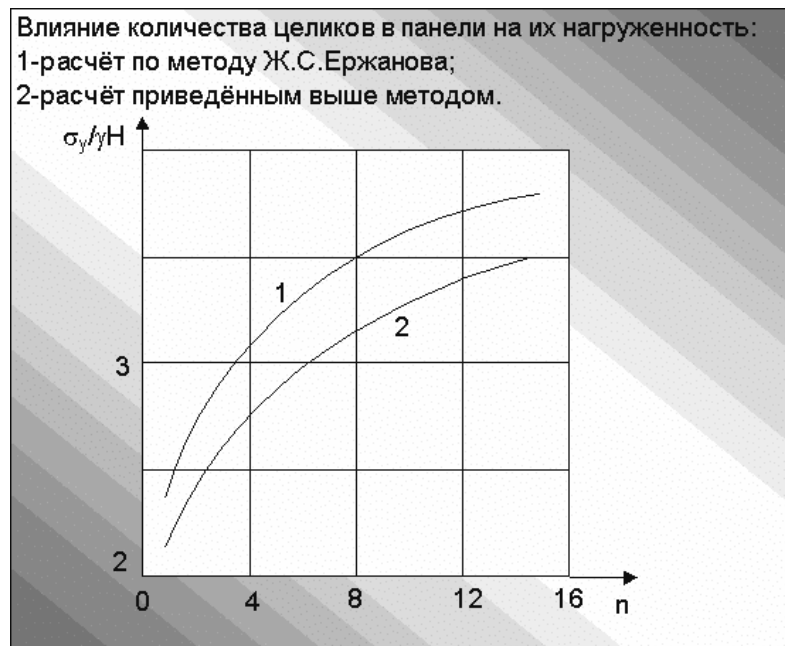


Рис. 5.8.

Выводы:

1. При решении задач механики горных пород, связанных с рациональной и безопасной отработкой месторождений, возникает необходимость в получении наиболее быстрой и достоверной информации о состоянии и поведении массива.
2. С этой целью разработан инженерный метод расчёта напряжённо-деформированного состояния массива, аналогичный методу граничных интегральных уравнений. Данный метод позволяет с достаточной точностью без применения ЭВМ, с помощью даже карманного калькулятора, определять нагруженность рудного массива как в плоском, так и в пространственном случаях, с учётом последовательности формирования выработанного пространства и типа применяемой закладки.
3. Более широкие возможности предложенного метода открываются при использовании его с методом последовательных циклов. Это позволяет учесть динамику развития горных работ как в масштабе очистных камер, так и нескольких горизонтов и залежей, и обоснованно прогнозировать перераспределение напряжений в зависимости от последовательности и технологических особенностей развития горных работ.
4. Используемые в расчёте методы, являются инженерными методами нового поколения. В основе относительно простых процедур расчёта лежат математические решения задач о разрезах в упругой среде и определяются условия перехода основных несущих элементов в пластическое состояние.

Учёт технологической последовательности очистных работ.

Учёт влияния последовательности очистных работ проводился на основании выводов статьи [2].

Эта статья в полном объёме входит в пакет GeoMechPacket-2 for MS Excel.

Содержание статьи включает в себе методику, с помощью которой можно учитывать влияние технологической последовательности работ на формирование и развитие горного давления независимо от метода его оценки, в том числе и метода, используемого в GeoMechPacket-2 for MS Excel.

Методика разбивает весь объём очистных работ на периоды, в течении которых горное давление считается сформировавшимся (неизменным), а переход из одного периода в другой происходит в краткие сроки на сопряжении этих периодов. Чем короче выбранный период, тем лучше данная методика отражает последовательность проводимых работ.

Данная методика была использована как при поэтажном расчёте горизонтальной составляющей поля напряжений по всему Иртышскому руднику, так и при послойном расчёте горизонтальной составляющей поля напряжений в блоках, разрабатываемых системой с магазинированием руды.

Эта методика позволила избежать разногласий между системой разработки и методом расчёта. Она позволила моделировать фактический процесс разработки, со всеми промежуточными этапами, а не по конечному состоянию.

Описание метода последовательных циклов.

Пусть для однородной сплошной изотропной среды известны деформационные характеристики **$E(\sigma, t)$** .

Взаимосвязь всех компонентов данной характеристики основывается на законе Гука (линейном или нелинейном в зависимости от метода расчёта, ограничений нет).

Тогда на любой стадии отработки:

$$\sigma_i^{K+1} = \sigma_i^K + \Delta\sigma_i^K = \sigma_i^0 + \sum_{j=1}^K \Delta\sigma_i^j$$

$$\varepsilon_i^{K+1} = \varepsilon_i^K + \Delta\varepsilon_i^K = \varepsilon_i^0 + \sum_{j=1}^K \Delta\varepsilon_i^j$$

В закладке:

$$\sigma_i^{K+1}(L) = \sigma_i^K + \Delta\sigma_i^K = \sum_{j=L}^K \Delta\sigma_i^j$$

$$\varepsilon_i^{K+1}(L) = \varepsilon_i^K + \Delta\varepsilon_i^K = \sum_{j=L}^K \Delta\varepsilon_i^j$$

где **L** - период закладки.

Это основные формулы метода последовательных циклов.

Последовательность расчётов по данной методике отражает последовательность работ, а также технологические особенности формирования закладки. Метод последовательных циклов, по сравнению с традиционным методом расчёта "по конечному состоянию", прямым образом включает информацию технологического характера о контактных условиях на границах сопряжённых блоков закладки и массива горных пород, о последовательности развития горных работ, о временных характеристиках движения фронта очистных работ и т.д.

Сравнение метода последовательных циклов и расчёта "по конечному состоянию" показано на рис. 5.9.

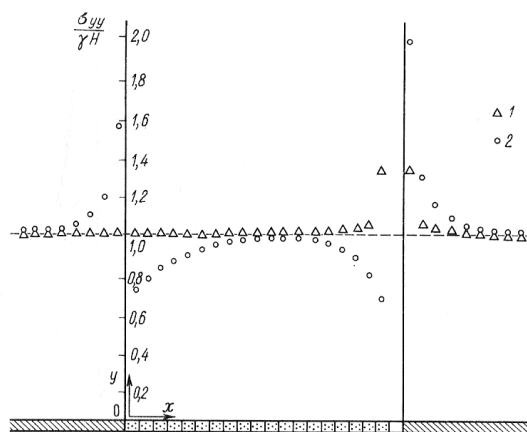


Рис. 5.9. Сопоставление результатов расчетов "по конечному состоянию"(1) и методом последовательных циклов (2).

6. Разработка пакета GeoMechPacket-2 for MS Excel.

Разработка пакета основывалась на следующих положениях:

- все результаты наблюдений и данные, используемые как исходные, содержались в таблицах MS Excel;
- объём данных, используемых для расчёта, требовал значительных затрат времени на подготовку;
- алгоритм расчёта представляет из себя вложенную циклическую структуру;
- результаты расчёта, требуют значительных затрат времени на анализ;
- сохранять результат для переноса и пересылки требовалось в таблицах MS Excel;
- пакет требовалось (в связи с ростом производственного травматизма на Иртышском руднике) разработать в кратчайшие сроки.

На основании этих положений и исходя из опыта разработки пакета GeoMechPacket-1, пакет GeoMechPacket-2 было решено разрабатывать также в MS Excel, используя GeoMechPacket-1 в качестве алгоритмической базы.

Все необходимые исходные данные и результаты расчёта были сгруппированы в книге MS Excel, что позволило применить единое форматирование для всех таблиц с данными. Это значительно облегчило процесс составления и управления исходными данными, а также позволило производить анализ результата сразу же после расчёта. Позднее такая организация данных была использована для ещё большего сокращения затрат времени на подготовку исходных данных (классификация данных).

Все циклические структуры алгоритма (также как и в GeoMechPacket-1) были реализованы с помощью Visual Basic Application, входящего в состав MS Excel 97 и более поздних версий.

В ходе разработки пакета GeoMechPacket-2 был решен также ряд задач непосредственно не относящихся к алгоритму расчёта, но относящихся к работе с этим алгоритмом:

- снижение вычислительных затрат (все повторяющиеся вычисления сохраняются и не производятся повторно);
- разработка инструментов, работающих с классами пород (снижение затрат времени на подготовку исходных данных);
- разработка инструментов, направленных на многостадийный расчёт;
- разработка инструментов сохранения данных и результатов в более компактных книгах MS Excel, что позволило сократить объёмы хранимой информации в 3 раза без снижения объёма используемых данных.

Структура пакета

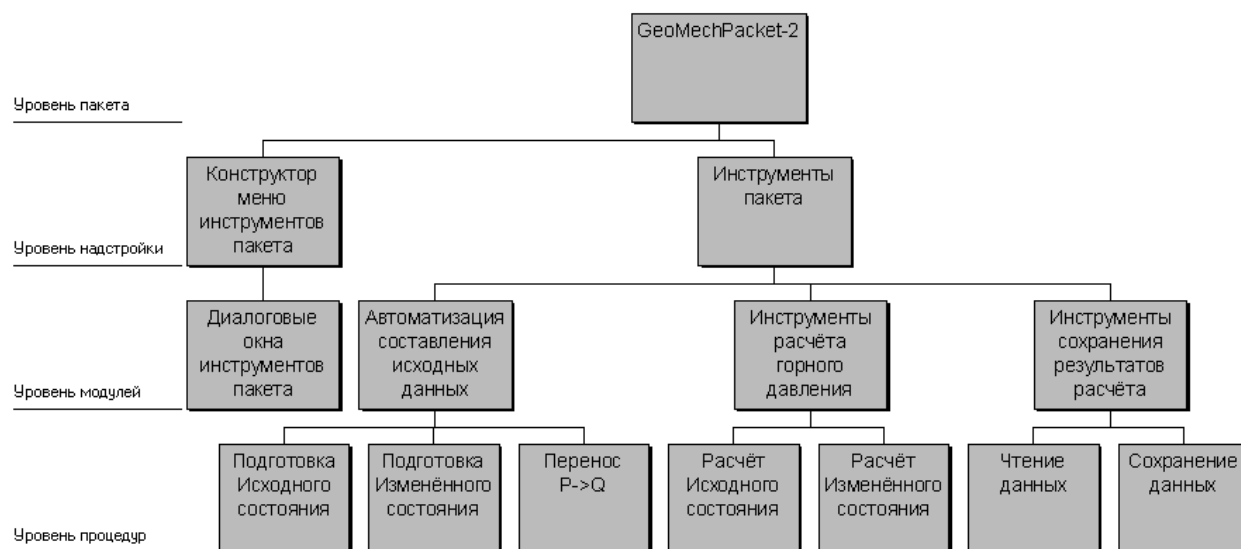


Рис. 6.1. Логическая структура надстройки "geomech2.xla", входящей в пакет GeoMechPacket-2.

Как видно из приведённой выше схемы, надстройка, входящая в пакет GeoMechPacket-2, позволяет производить весь комплекс вычислений и управления данными в книге MS Excel, содержащей эти самые данные.

Надстройка не меняет какие-либо параметры MS Excel, а является лишь дополнительным компонентом, присоединяющимся к уже имеющимся компонентам. Надстройка имеет собственный конструктор меню, то есть нет необходимости в установке дополнительных компонентов для работы с пакетом.

Совместное использование средств MS Excel и данной надстройки позволяет эффективно управлять всем объёмом исходных данных (5листов*100рядов*100столбцов=50000значений) и результата (3листа*100рядов*100столбцов=30000значений).

Для работы надстройки необходим весь комплекс таблиц исходных данных и результатов. Этот комплекс представлен в книге MS Excel "Рабочая таблица(100x100).xls", входящей в пакет. Книга состоит из 12 листов, каждый лист которой представляет собой матрицу одного параметра размером 100 рядов на 100 столбцов. Такое разделение данных ещё больше упрощает работу с ними и делает возможным применение единого форматирования ко всем данным.

Работа с пакетом

Все инструменты пакета рассчитаны на применение в определённой последовательности (рис. 6.2). Эта последовательность указана в меню пакета, подробное же описание этой последовательности приводится в "Инструкции пользователя", входящей в документацию пакета.

Работа инструментов имеет ряд особенностей, связанных с условиями разработки:

- все компоненты, которые используют инструменты, являются компонентами MS Excel (это в первую очередь относится к диалоговым окнам);
- все инструменты в случае ошибки прекращают свою работу без всякой обработки этих ошибок (это сделано для безотказного сохранения данных и результатов);
- все инструменты используют средства копирования и вставки MS Excel, то есть используют буфер обмена (параллельная работа какого-либо процесса, использующего буфер обмена недопустима);
- инструменты расчёта (имеется в виду "Инженерный метод...") являются труднорешаемой полиномиальной задачей второй степени, то есть требуют для своего завершения значительных затрат времени, поэтому ход решения этих задач обозначается в процентной форме на всём протяжении решения (подробнее в "Инструкции пользователя");
- инструменты управления данными перелистывают книги, что не является привычным для пользователя (вмешиваться в работу этих инструментов не рекомендуется).

Особое внимание следует уделить инструментам расчёта, которые, как было указано выше, являются труднорешаемой полиномиальной задачей второй степени. Это означает, что для этой задачи всегда есть верхняя граница по времени выполнения (в данном пакете верхняя граница принята 100рядов*100столбцов) и нижняя граница по требуемой детальности результата (в данном пакете нижняя граница принята 50рядов*50столбцов). Рабочая размерность данных для данного пакета принята 100рядов*100столбцов.

Время выполнения этих задач зависит от типа процессора, на котором она решается, и не зависит от версии MS Excel (97, 2000, 2003, XP):

| Тип процессора | Время выполнения, в зависимости от размера задачи | | |
|----------------|---|-------------|----------------|
| | 25*25=625 | 50*50=2 500 | 100*100=10 000 |
| Pentium I | < 0,5мин | ~ 2,5мин | ~ 25мин |
| Pentium II | < 0,25мин | ~ 1мин | ~ 12мин |
| Pentium IV | < 0, 1мин | < 0,5мин | ~ 2,5мин |

(как видно время выполнения задачи при увеличении её размера в N раз увеличивается в N² раз).

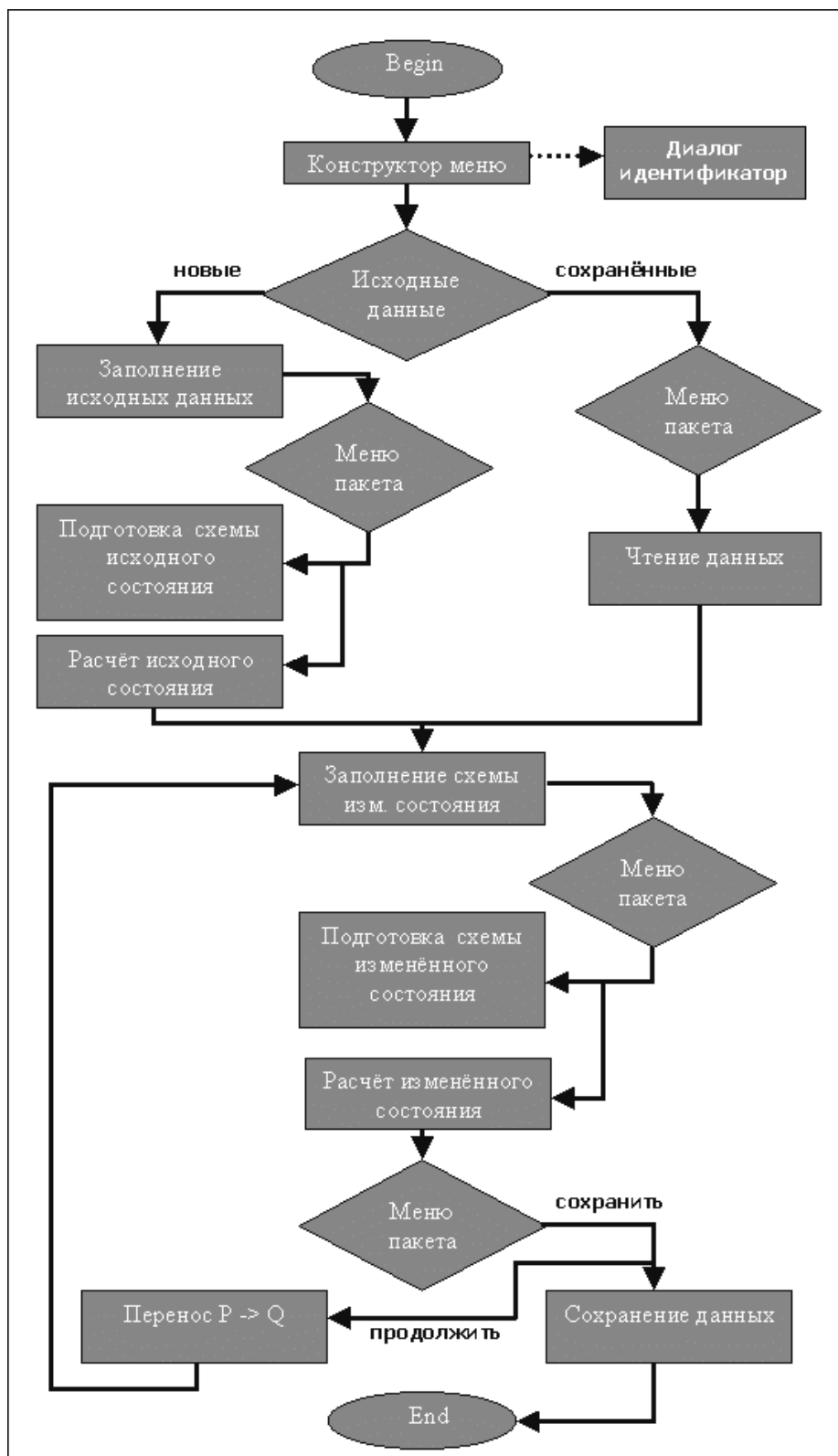


Рис. 6.2. Последовательность работы с инструментами пакета

Как видно из приведённой выше схемы, пакет изначально предназначался для многостадийного расчёта. Это требовала и общая задача (поэтажная отработка Иртышского месторождения), и частные задачи (послойная отработка блоков системами с магазинированием или обрушением).

7. Применение пакета GeoMechPacket-2 for MS Excel для оценки состояния Иртышского месторождения.

Оценки горного давления, полученные до применения GeoMechPacket-2.

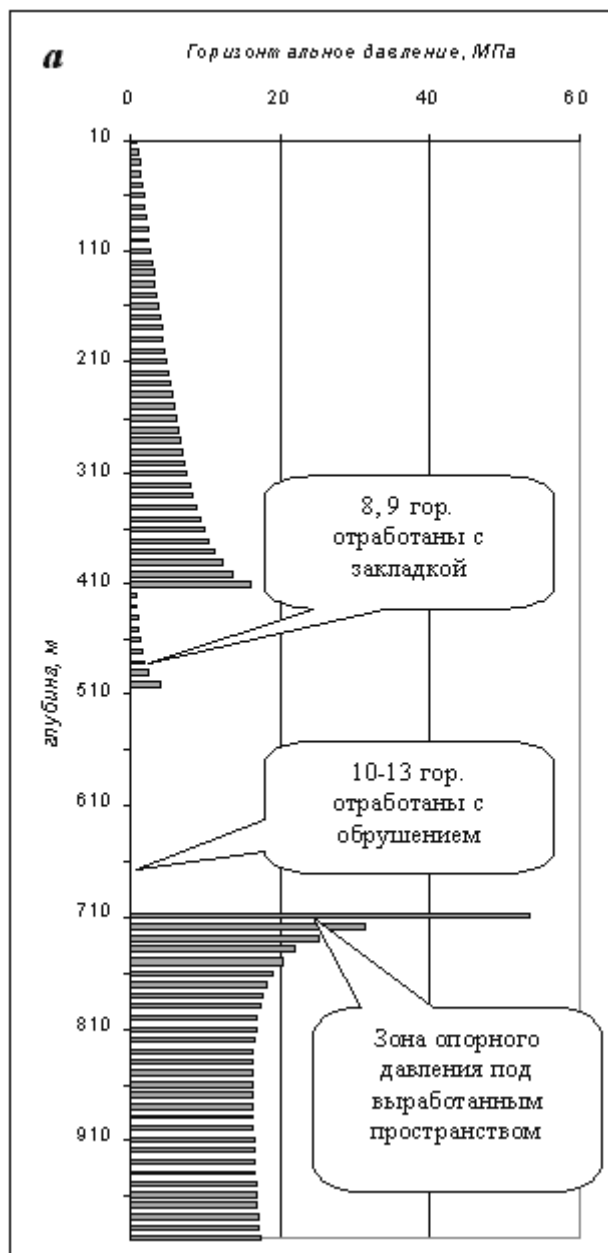


Рис 7.1. Результаты расчёта горного давления с помощью GeoMechPacket-1 for Excel.

Оценка состояния Иртышского месторождения с помощью алгоритмов, изложенных в п. 5 данной работы, началась в 2001-ом году. Линейный вариант данного алгоритма (GeoMechPacket-1) сразу же определил наличие в массиве обширнейших зон разгрузки и, соответственно, зон опорного давления с напряжениями превышающими природные более чем в 3 раза.

Недостатком этих оценок оказалась их незначительная детальность. Расчёт горного давления проводился только по некоторым сечениям, для которых выдерживалось условие симметрии. Эти расчёты были использованы для определения общих закономерностей распределения зон разгрузки и зон опорного давления по глубинам, и, соответственно, меры по уменьшению аварий, вызванных наличием этих зон.

Преимуществами этого варианта оказались быстрота расчёта, его простота и лёгкость представления результатов работы в виде диаграмм и эпюр.

Оценка горного давления, полученная с помощью GeoMechPacket-2.

Для получения необходимой детальности размещения зон разгрузки и зон опорного давления на Иртышском месторождении в 2004-2005гг. на базе пакета GeoMechPacket-1 был разработан пакет GeoMechPacket-2, работающий по сеточной схеме, изложенного выше алгоритма.

Рудные тела ОЗ и ЮВЗ (4.2 км по простиранию * 0.6 км по падению) были разделены на 5 листов (1 км по простиранию * 1 км по падению) с наложением друг на друга не менее 100м.

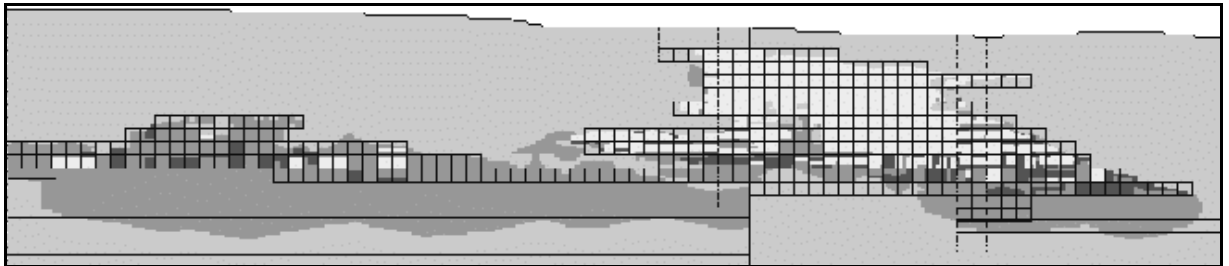


Рис 7.2. Схема отработки Иртышского месторождения.

Детальность результата при такой схеме составила 10 м по простиранию на 10 м по падению. Площадь одной расчетной ячейки - 100 м². Объем получаемой информации по результатам расчета одной стадии горных работ по всему полю Иртышского месторождения составляет $420 \times 100 = 42\,000$ значений. Это не позволило анализировать и представлять полученные результаты средствами, доступными в MS Excel. Для визуализации использовались такие математические пакеты, как Maple, Mathematica, MatLab, Origin (рис. 7.3).

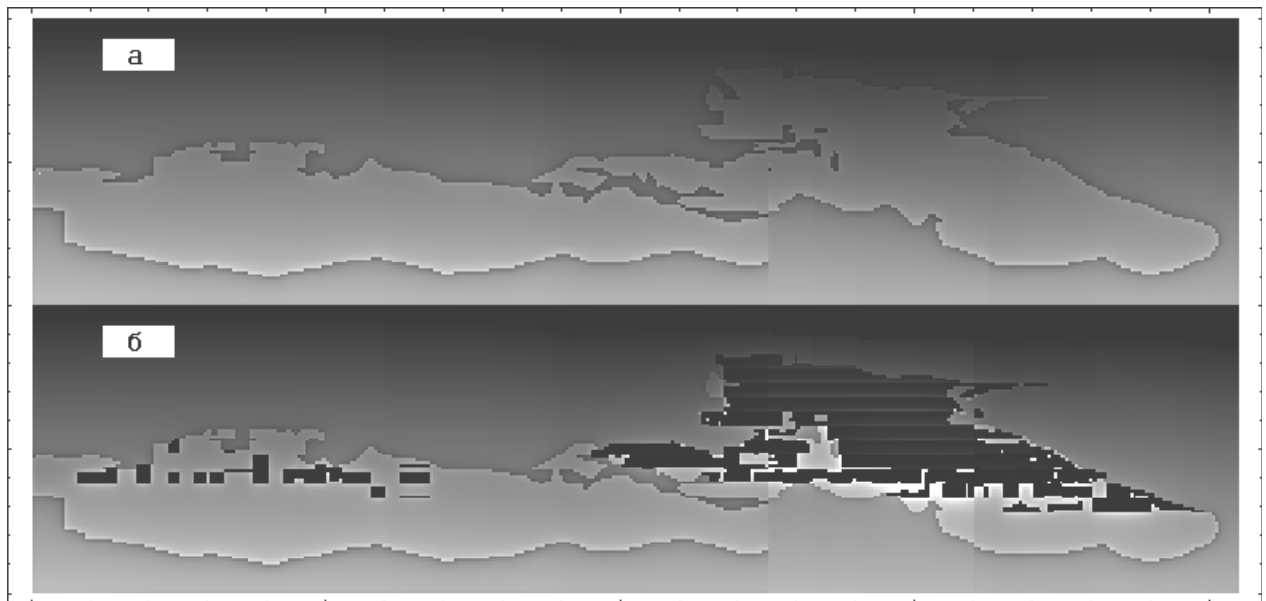


Рис 7.3. Напряжённое состояние горного массива на Иртышском месторождении до (а) и после (б) отработки.

Результат расчёта подтвердил уже имеющиеся данные о наличии значительной области разгрузки в ОЗ (см. рис 7.3 а, правая верхняя четверть), а также наличие зон опорного давления на нижних горизонтах ОЗ (см. рис 7.3 б, правая нижняя четверть) с действующими напряжениями, превышающими природные более чем в 3 раза.

В отличие от предыдущих расчётов, этот результат показал, что зоны опорного давления располагаются не на одном горизонте, а на нескольких (9,10,11,12 горизонты), причём зоны эти не распределены по всей длине горизонта, а выделяются на фоне напряжений, в 2 раза превышающих природные, и носят очажной локальный характер.

Выводы по общей схеме расчёта Иртышского месторождения.

Очажной характер зон опорного давления не позволяет эффективно применять единые меры обезопасивания, что и подтвердилось в ходе разработки месторождения.

Все аварии происходили не выше 9-го горизонта, где в ходе расчёта наблюдалось интенсивное образование очагов опорного давления. Эффективной мерой охраны от этого процесса является оставление ленточных целиков, но такая мера была принята только ниже 11-го горизонта в окрестности шахтных стволов.

Анализ расчёта показывает отсутствие эффективных мер обезопасивания горного давления, принятых на Иртышском месторождении. Крепление выработок в условиях очажного характера зон опорного давления является недостаточно надёжной мерой безопасности горных работ.

Для изучения влияния очажного характера зон опорного давления был проведён ряд детальных расчётов горного давления по отдельным элементам разработки (блокам).

Детальный расчёт блоков, разрабатываемых системой с магазинированием руды.

Детальный расчёт горного давления был произведён для блоков, располагающихся ниже 600 м от дневной поверхности. Эта глубина была выбрана на основании анализа производственного травматизма, а также исходя из введения в отработку 10-го, 11-го горизонта ЮВЗ. Тем самым, результаты данного расчёта использовались в основном не в качестве оценки состояния горного массива, а в качестве прогноза развития давления в введённых в отработку блоках.

Детальный расчёт заключался в моделировании отработки одного блока системой с магазинированием руды (рис. 2.1, 2.2, 7.4).

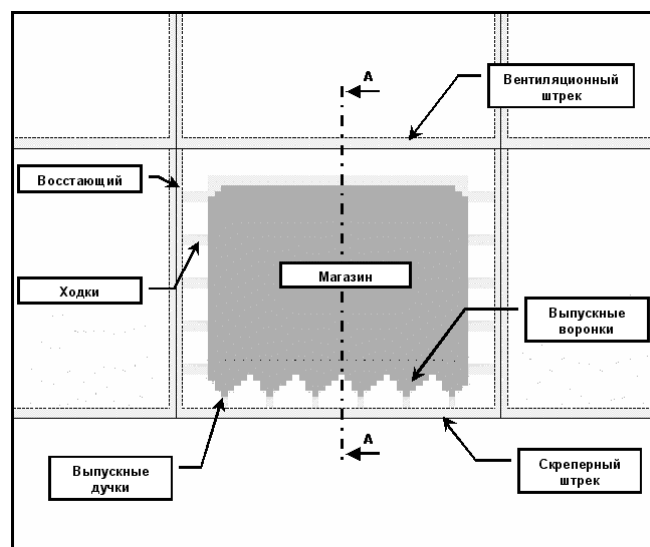


Рис. 7.4. Модель разработки блока.

Позднее эта модель использовалась для расчёта сразу нескольких блоков на смежных горизонтах (рис. 7.5).

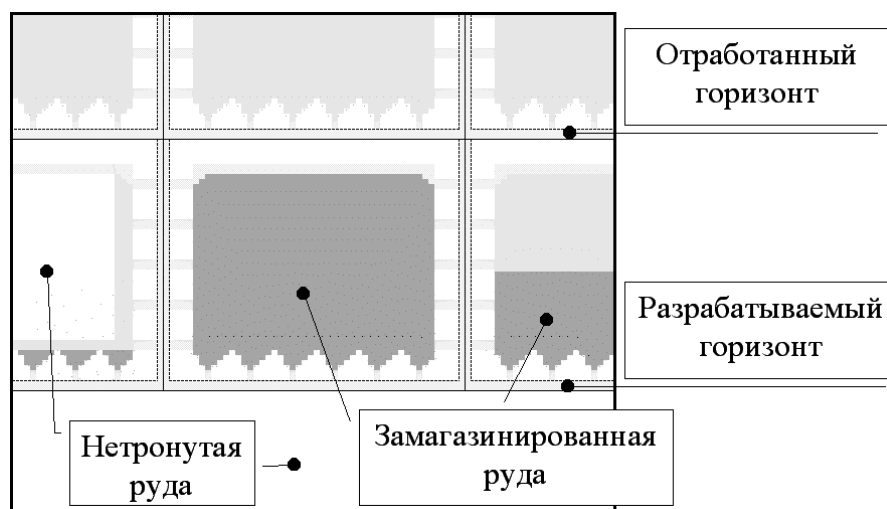


Рис. 7.5. Модель отработки нескольких блоков на смежных горизонтах.

На основании этих моделей были проведены расчёты развития горного давления в блоке при его отработке слоями системой с магазинированием (рис. 7.7).

Так как сеточный метод предполагает отсутствие двух уравнений для построения общей поверхности (см. п. 5, стр. 63), то наиболее точно результат описывают матричные диаграммы (рис. 7.6).

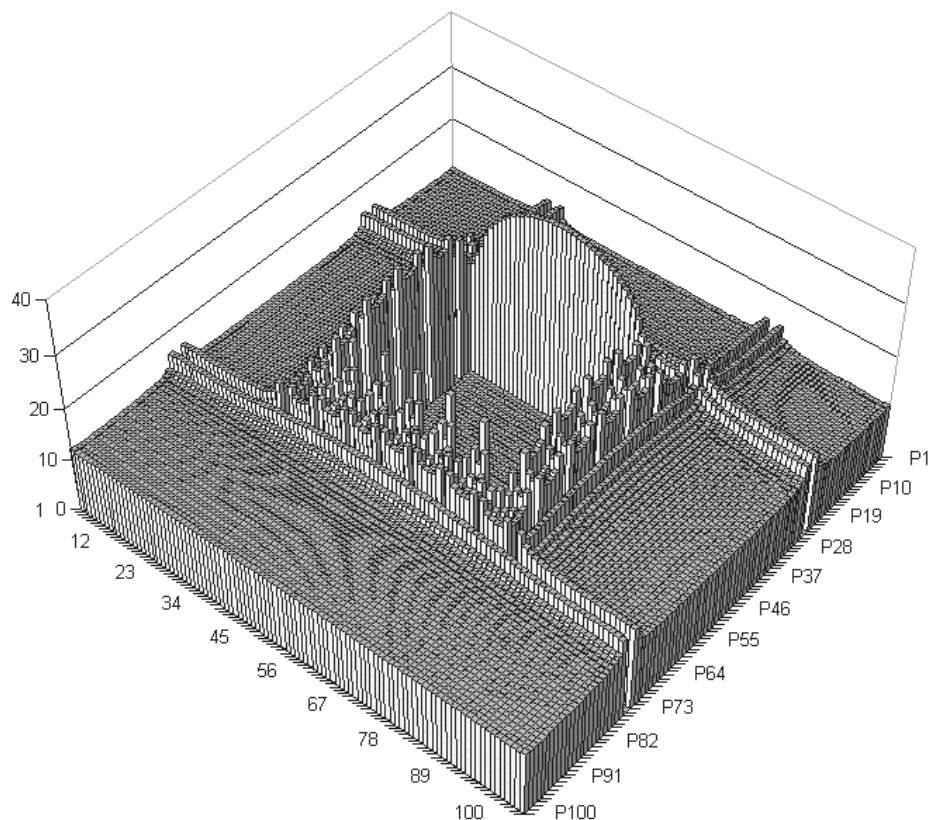
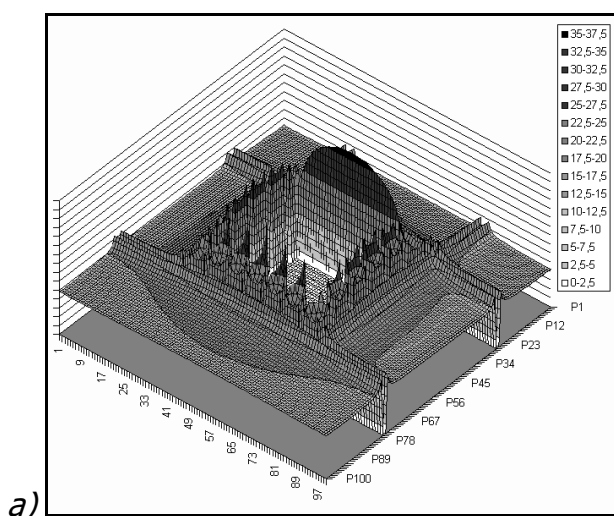


Рис. 7.6. Результирующее поле горизонтальных напряжений в блоке.

При этом для анализа такие диаграммы малоприспособны, за место них используются цветные перспективные (рис. 7.7.a) и контурные (рис. 7.7.б) диаграммы.



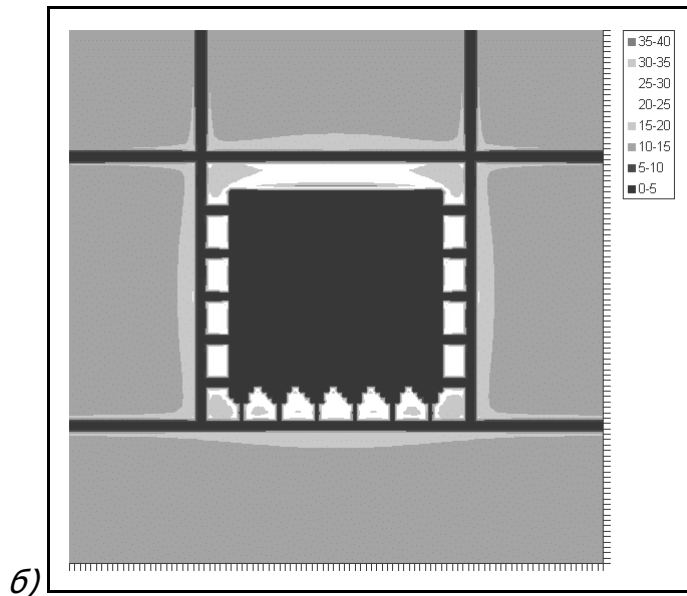


Рис. 7.7. Результирующее поле горизонтальных напряжений в блоке. Анализ с помощью перспективной (а) и контурной (б) диаграммы.

Для учёта отпора замагазинированной руды использовались исследования сыпучих сред К.В. Руппенейта. В этих исследованиях указывалось, что двухфазная смесь (твёрдая + газообразная фаза) может быть представлена в упругой модели эквивалентным модулем упругости, значительно меньшим, чем модуль упругости монолитной породы. В данной работе эквивалентный модуль упругости для замагазинированной руды на основании выводов из исследований сыпучих сред К.В. Руппенейта составил $\sim 100 \text{ МПа}$, что составляет $\sim 2\%$ от модуля упругости сплошного рудного массива.

Такой низкий модуль упругости создаёт значительную неоднородность поля напряжений (см. рис. 7.7.). Центральная часть блока находится в сильно разгруженном состоянии, в то время как контуры, вмещающие замагазинированную руду, в сильно нагруженном (особенно кровля).

Для анализа динамики формирования указанной неоднородности, в блоке выбрана осевая линия, для которой проедён анализ изменения горизонтальных напряжений по времени (рис. 7.8).

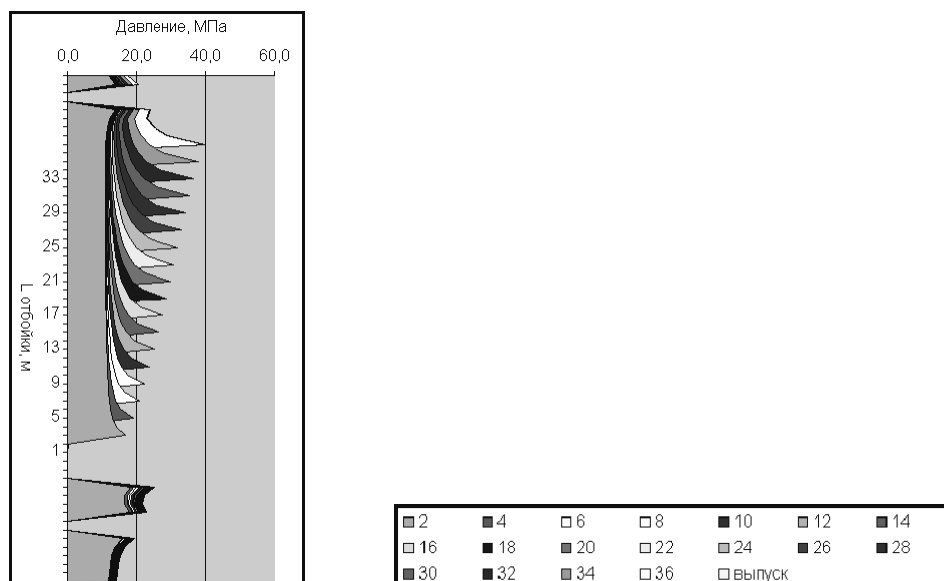
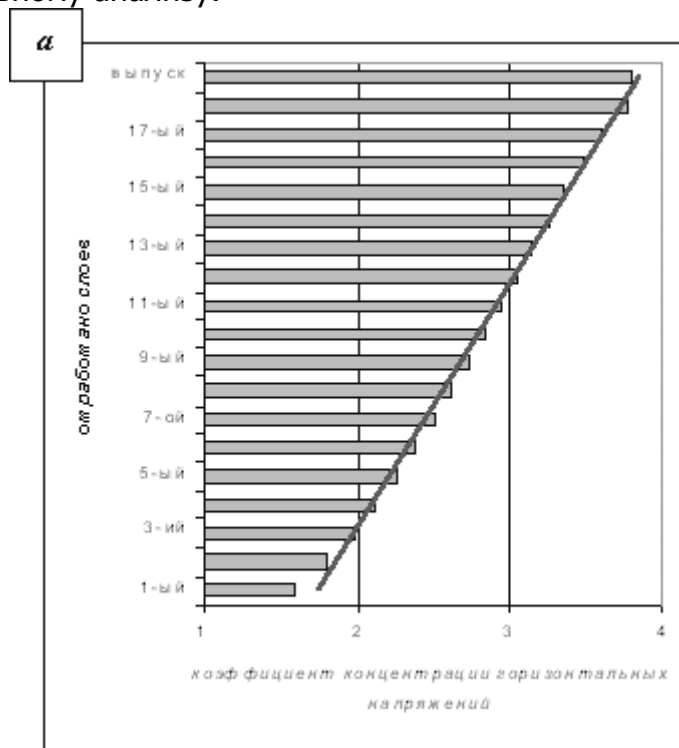


Рис 7.8. Динамика развития давления в кровле магазина по оси блока А-А.

На рис. 7.8. показано, как происходит переход давления с отрабатываемого слоя на вышележащий. Для построения общей закономерности, точки непосредственно располагающиеся в кровле на разных стадиях отработки, были подвергнуты отдельному анализу.

*Рис. 7.9. Горизонтальное давление в кровле магазина и общая закономерность его развития.*

Рост давления в кровле блока происходит практически линейно. На последней стадии давление достигает трёхкратных природных напряжений.

Такому же анализу были подвергнуты закономерности изменения горизонтального давления в кровле вентиляционного (рис. 7.10) и скреперного (рис. 7.11) штреков. В этих выработках рост давления имеет нелинейный характер.

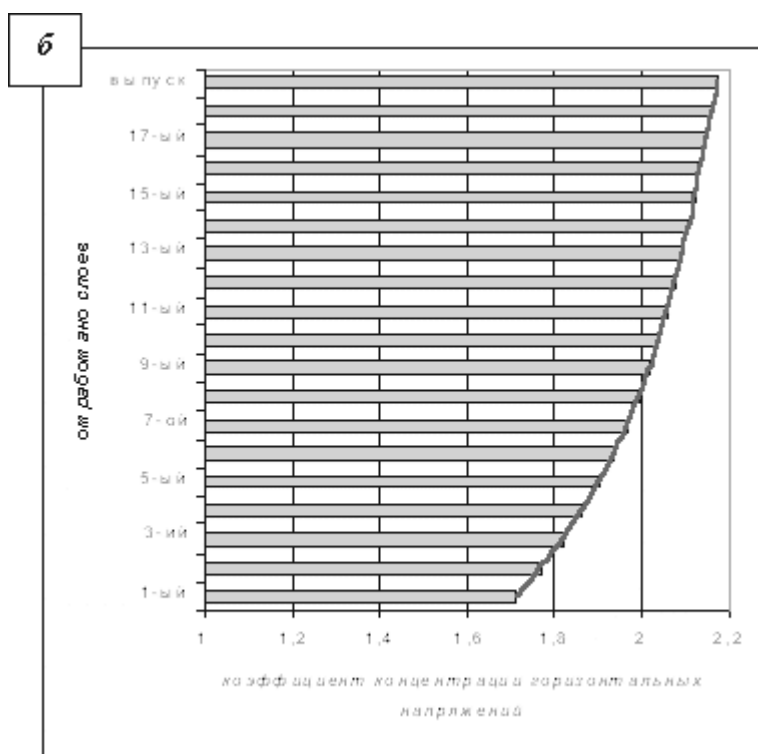


Рис. 7.10. Рост давления в кровле скреперного штрека.

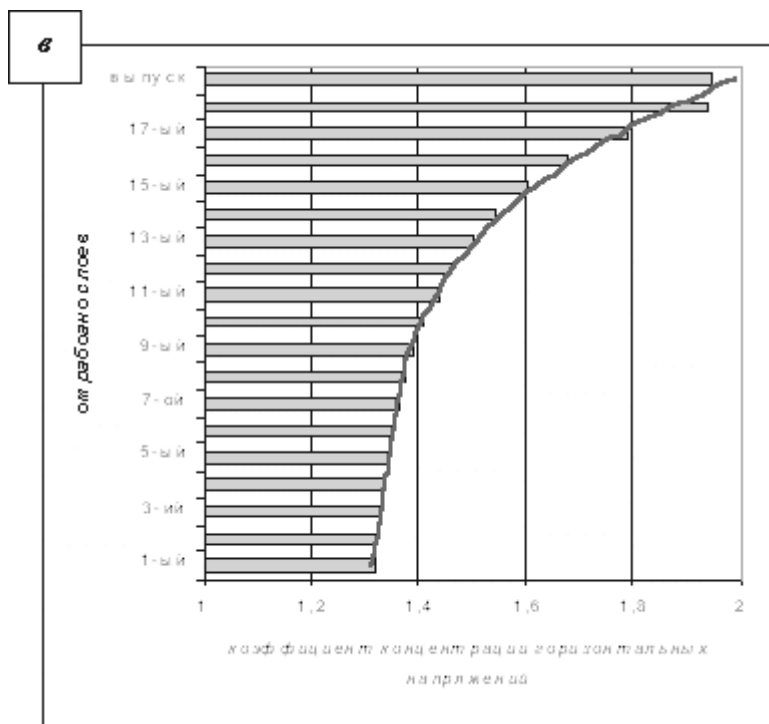


Рис. 7.11. Рост давления в кровле вентиляционного штрека.

Как видно из анализа, отработка единичного блока не ведёт к опасности разрушения скреперного и вентиляционного штреков, но при отработке нескольких блоков ситуация получается иной (см. п. 8).

Горизонтальные напряжения, сформированные на последнем этапе отбойки руды показаны на рис. 7.12.

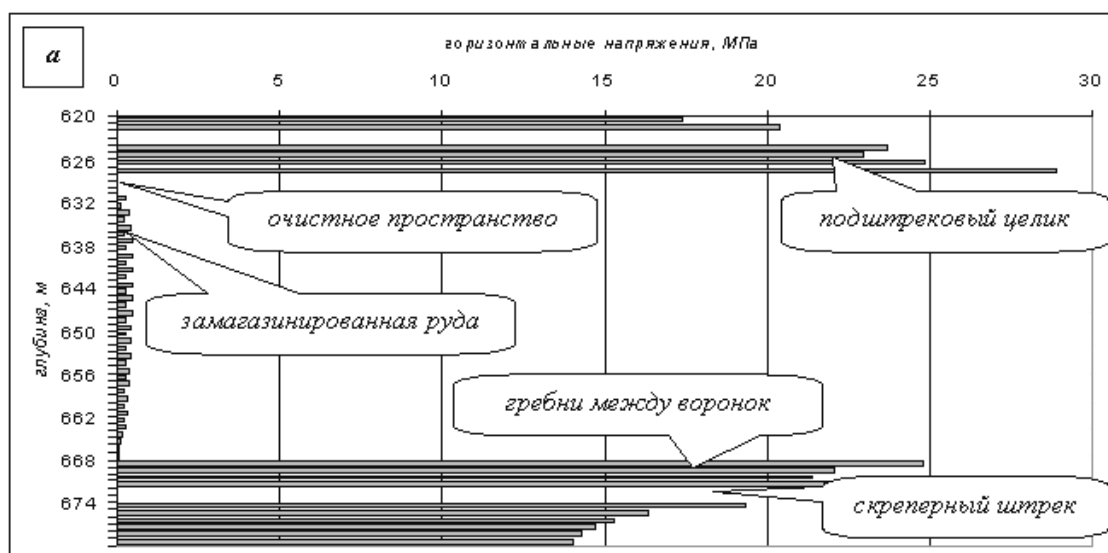


Рис. 7.12. Горизонтальные напряжения в блоке по оси А-А после отбойки.

Помимо анализа напряженного состояния кровли магазина и штреков был проведён анализ нагруженности замагазинированной в блоке руды за счет конвергенции висячего и лежащего боков залежи (рис. 7.13).

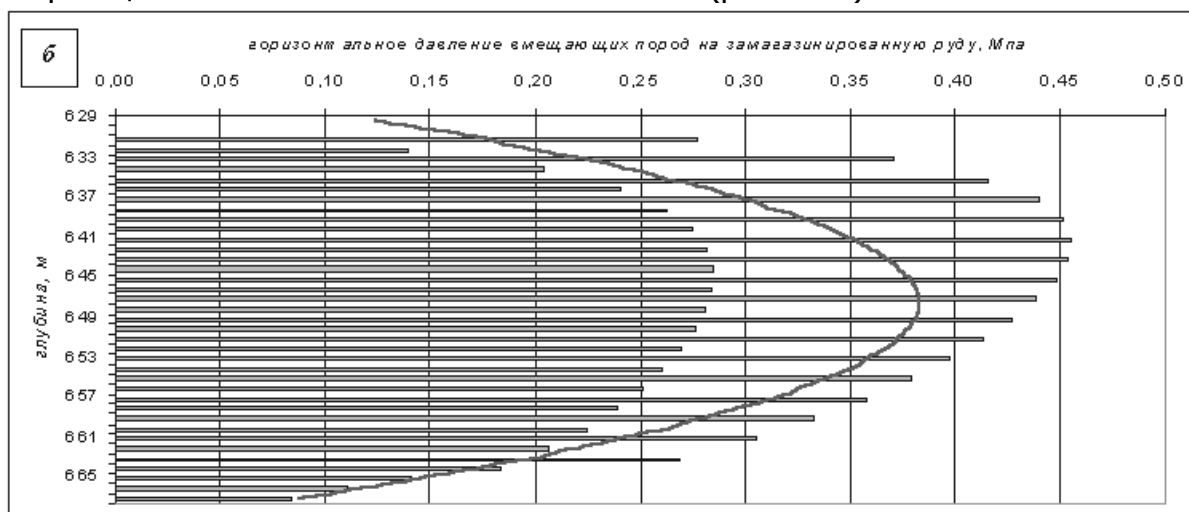


Рис. 7.13. Эпюра горизонтального давления вмещающих пород на замагазинированную руду на последней стадии отработки блока.

Пилообразный характер эпюры вызван некорректностью представления замагазинированной руды в виде упругого монолита с помощью эквивалентного модуля упругости. В то же время тренд этой эпюры (см. рис. 7.12.) соответствует наблюдаемому характеру горного давления в замагазинированной руде. Зависания и пережимы руды хорошо объясняются этой характеристикой.

На рис. 7.14 представлено соотношение давления вмещающих пород на замагазинированную руду к горизонтальному давлению в кровле блока в сравнении с отношением модулей упругости этих элементов (эквивалентного модуля упругости замагазинированной руды и модуля упругости сплошного рудного массива). Это соотношение хорошо согласуется с наблюдениями, проводимыми в закладке (см. п. 5 данной работы).

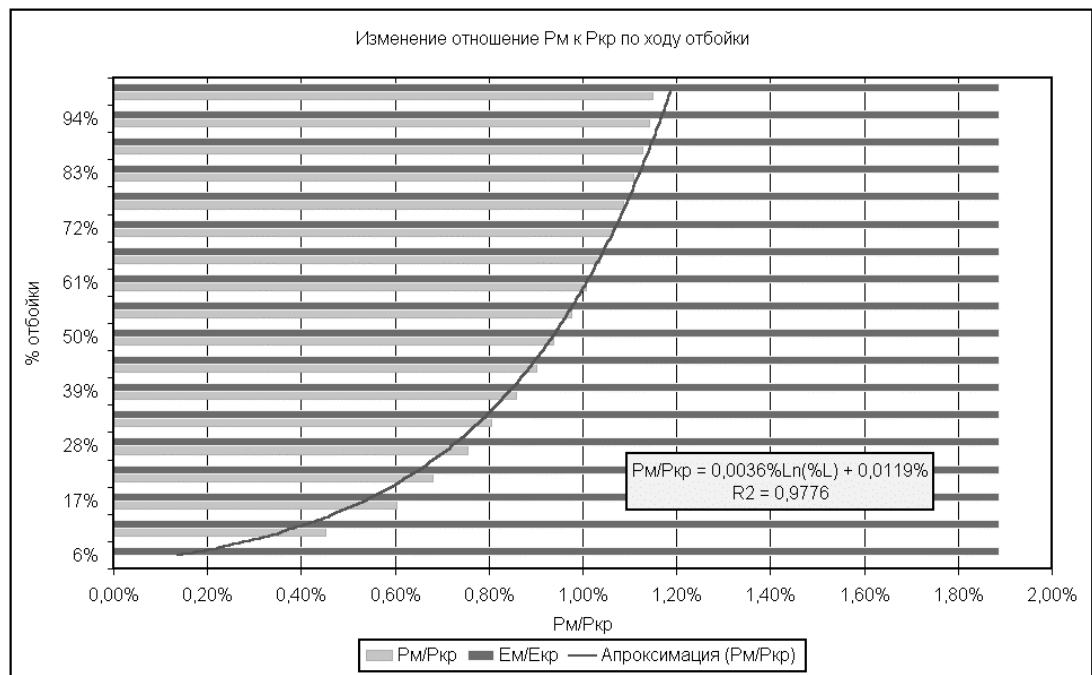


Рис. 7.13. Изменение отношения давления в замагазинированной руде к давлению в кровле блока по ходу отбойки.

8. Решение практических геомеханических задач с использованием GeoMechPacket-1 и GeoMechPacket-2.

8.1. ОБОСНОВАНИЕ ВОЗМОЖНОСТИ ВОСХОДЯЩЕГО ПОРЯДКА ОТРАБОТКИ БЛОКОВ № (1135,1137,1139)- № (1035,1037,1039) НА ЮГО-ВОСТОЧНОЙ ЗАЛЕЖИ ИРТЫШСКОГО РУДНИКА

Состояние горных работ по ЮВЗ

В 2005 г. по ЮВЗ на 9 горизонте ведут нарезку блоков 941,943,945. На 10 горизонте планируется отработка блоков 1035,1037,1039.

На 11 горизонте нарезаны блоки 1135,1137,1139. Системой с магазинированием начата отработка блока 1135.

Запасы руды в блоках, затронутых горными работами, приведены в табл. 8.1.

Таблица 8.1

Запасы руды (тыс.т) в блоках

| горизонт | Сечения (блоки) | | | | | |
|----------|-----------------|-------|-------|-------|-------|-------|
| | 45 | 43 | 41 | 39 | 37 | 35 |
| 9 | 4200 | 5205 | 8381 | | | |
| 10 | 7327 | 9235 | 4370 | 3716 | 3678 | 3643 |
| 11 | 46601 | 37421 | 30278 | 26252 | 19520 | 11557 |

Постановка задачи

Т.к. запасы блоков 1135,1137,1139 в 3-7 раз превышают запасы в блоках 1035,1037,1039, поэтому для повышения интенсивности горных работ принято решение о восходящем порядке отработки блоков в данных сечениях в порядке промышленного эксперимента.

Цель данной работы: оценить параметры геомеханических процессов при восходящем порядке ведения горных работ и определить необходимые меры безопасности.

Основные геомеханические факторы при отработке крутопадающих залежей

При отработке слепых крутопадающих залежей малой и средней мощности основным геомеханическим процессом является субгоризонтальное смещение вмещающих пород в выработанное пространство за счет разгрузки горизонтальных напряжений на обнажения висячего и лежащего боков в обрабатываемых блоках. Встречное перемещение (конвергенция) вмещающих пород создает зоны концентрации горизонтального давления в рудном массиве вблизи границ выработанного пространства (п.3, рис. 3.3). Поэтому **основные проявления горного давления будут локализованы в зонах концентрации**

горизонтальных напряжений. Горизонтальное давление в наибольшей мере будет проявляться в днище блоков и в междублоковых целиках, в которых пройдено большое количество нарезных выработок (дучки, выпускные воронки, материально-ходовые восстающие и вентсбойки из восстающих в блоки).

Численное моделирование восходящего порядка отработки блоков

По описанной методике (п.5) с исходными данными, приведенными в п.4, было проведено моделирование восходящего порядка отработки блоков № 1135,1137,1139 и № 1035,1037,1039 на ЮВЗ.

Сначала была смоделирована отработка **трех блоков на 11 горизонте.** Отработка каждого блока моделировалась 18 стадиями отбойки. Получен огромный массив данных о распределении горизонтальных напряжений, действующих вкрест простирания залежи (по 10 тысячам расчетных ячеек на 18 стадиях расчета). Его трудно представить в данном отчете полностью. Учитывая, что из трех блоков в наиболее напряженном состоянии находится центральный (№ 1137), а в крайних блоках (№ 1135 и 1139) действующие напряжения на несколько процентов ниже, результаты расчетов приведены только по центральной части расчетной области, включающей блок № 1137 и прилегающие к нему междублоковые целики.

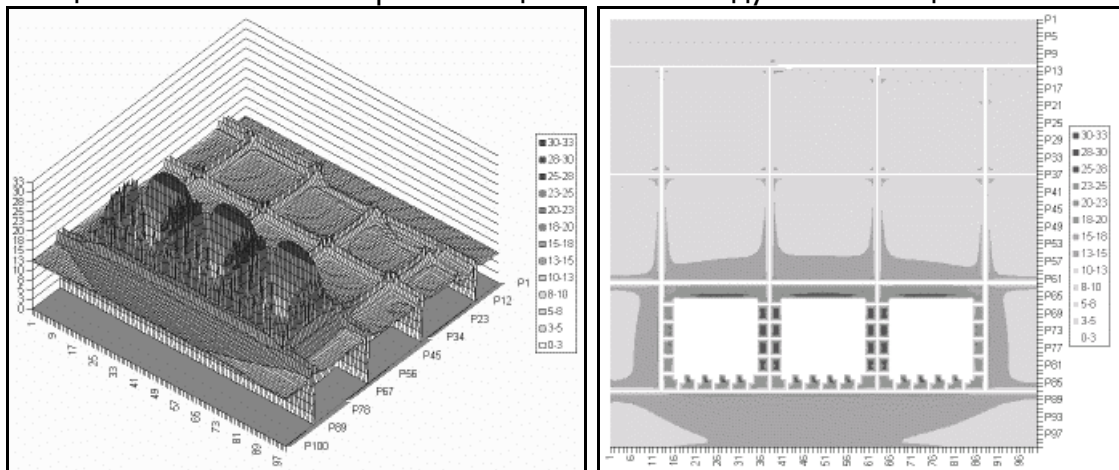


Рис. 8.2. Поле горизонтальных напряжений в рудном массиве после отработки 11-го горизонта.

На рис. 8.2 показано распределение горизонтальных напряжений в рудном массиве 10 горизонта и в конструктивных элементах блока 1137. Величины действующих напряжений составляют:

- в междублоковых целиках - до 30 МПа;
- в кровле магазина - до 29 МПа;
- в кровле скреперного штрека - до 25 МПа;
- в гребнях между выпускными воронками – до 30 МПа;
- в замагазинированной руде – до 0,3 МПа.

Прочность руды на сжатие в образцах – 140 МПа. Коэффициент структурного ослабления массива трещинами – 0,52. Прочность массива руды на сжатие – 73 МПа. Поэтому полученные значения действующих горизонтальных напряжений не являются критичными. Коэффициент запаса прочности по разным конструктивным элементам изменяется в пределах 1,8÷3,4. Этого достаточно для обеспечения безопасности горных работ.

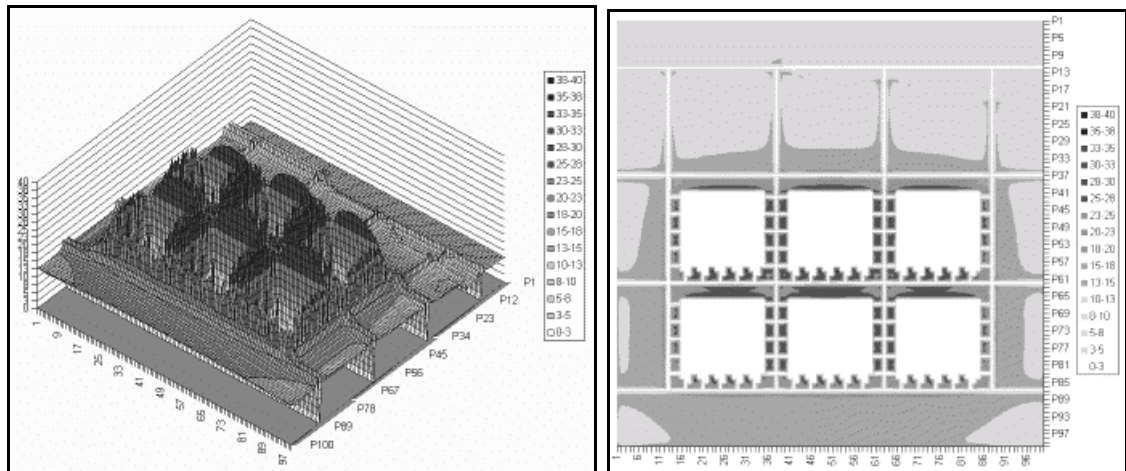


Рис. 8.2. Поле горизонтальных напряжений в рудном массиве после отработки 11-го и 10-го горизонта.

Следующим этапом была смоделирована аналогичная **отработка трех блоков на 10 горизонте**: № 1035,1037,1039. Полученные результаты приведены на рис. 8.3. Величины действующих напряжений в конструктивных элементах блока № 1137 увеличились:

- в междублоковых целиках – до 35 МПа;
- в кровле магазина – до 32 МПа;
- в кровле скреперного штрека – до 33 МПа;
- в гребнях между выпускными воронками – до 39 МПа;
- в замагазинированной руде – до 0,3 МПа.

В элементах блока № 1037 величины действующих напряжений находятся примерно на том же уровне.

Полученные результаты сделать следующие выводы:

- отработка в восходящем порядке трех блоков на 11 и 10 горизонте ЮВЗ не вызывает существенных изменений в напряженном состоянии массива.
- восходящий порядок отработки блоков № 1135,1137,1139 и № 1035,1037,1039 допустим в порядке промышленного эксперимента.
- в качестве дополнительной меры безопасности горных работ производить выпуск отбитой руды из блоков 11 горизонта только после окончания отбойки руды в одноименных блоках 10 горизонта.

8.2. ОЦЕНКА УСТОЙЧИВОСТИ междуэтажного целика на отметке 1036 м по линзе 5 Юбилейно-Снегирихинского рудника

Состояние горных работ

Отработка линзы 5 начата летом 2003 г. системой подэтажного обрушения с отбойки руды скважинами на подэтаже 1080 м. К апрелю 2004 г. погашены запасы подэтажа 1066 м и половина запасов подэтажа 1047 м. В ходе отработки верхнего подэтажа произошло обрушение вышележащих пород, выщелоченных и окисленных руд «железной шляпы» с выходом воронки обрушения на южный склон горы Снегириха.

Отбитая руда на подэтажах 1066 м и 1047 м заливается глиной из зоны обрушения. Чтобы предотвратить проникновение глины на нижележащие горизонты рассматривается вопрос оставления временного междуэтажного целика на отметках 1047÷1036 м.

Ожидаемые проявления горного давления

Наличие зон серицитизации обуславливает слабый контакт руды и вмещающих пород практически вертикального направления, по которому возможен провал междуэтажного целика в нижележащее выработанное пространство, которое будет образовано отработкой запасов на подэтажах 1020 м 1000 м.

Расчетная схема устойчивости междуэтажного целика

Возможен провал целика по вертикальным поверхностям ослабления (зоны серицитизации на контактах) под действием собственного веса и веса обрушенных пород, когда действующие на контактах касательные напряжения превысят предельные.

Действующие на контактах руды и вмещающих пород касательные напряжения можно оценить по формуле:

$$\tau_d = m(\gamma_p h + \gamma h_0 / K_p) / 2h \quad (1)$$

где γ_p , γ – удельный вес руды и вмещающих пород; m – пролет обнажения моста (горизонтальная выемочная мощность); h – вертикальная мощность целика; h_0 – высота навала обрушенных пород; K_p – коэффициент разрыхления обрушенных пород.

Предельные касательные напряжения, способные удержать мост от провала, определяются только силами трения по слабому контакту:

$$\tau_{пр} = \sigma \cdot \operatorname{tg} \varphi' \quad (2)$$

где σ – нормальные напряжения, определяющие горизонтальный зажим моста; φ' – угол трения по слабому контакту (серицитам).

Коэффициент трения по серицитам примем, как по мокрым глинам $\operatorname{tg} \varphi' = 0,26$ (Справочник по горнорудному делу / Под ред. акад. А.М.Терпигорева. – М., Госгортехиздат, 1961. Т.2, стр. 49, табл. 55).

Горизонтальный зажим моста определяется величиной горизонтальных напряжений в массиве в исходном состоянии (до начала горных работ) и параметрами выработанного пространства.

Начальные горизонтальные напряжения σ_0 в нагорной части месторождения определяются боковым распором пород по А.Н. Диннику:

$$\sigma_0 = \lambda \gamma H = v / (1 - v) \cdot \gamma H \quad (3)$$

где λ - коэффициент бокового распора в нетронutom массиве; v - коэффициент Пуассона пород вмещающей толщи; γH - гравитационное давление вмещающих пород с удельным весом γ на глубине H .

По данным исследований ВНИИцветмет коэффициент Пуассона вмещающих пород на Юбилейно-Снегирихинском месторождении изменяется в пределах от 0,07 до 0,3, составляя в среднем 0,16. Тогда $\lambda = 0,2$.

После выемки запасов подэтажей горизонтальный зажим оставленного междуэтажного целика увеличивается до

$$\sigma = K_k \lambda \gamma H, \quad (4)$$

где K_k - коэффициент концентрации горизонтального давления на междуэтажный целик после отработки запасов подэтажей.

Соотношение предельных и действующих касательных напряжений дает коэффициент запаса устойчивости междуэтажного целика n :

$$n = \tau_{пр} / \tau_d \quad (5)$$

Численное моделирование отработки линзы 5

С помощью пакета GeoMechPacket-2 произведён расчёт горизонтальных напряжений, действующих вкрест простирания линзы 5 по профилю 19 + 25 м. по, начиная с подэтажа 1080 м. Смоделированы следующие стадии горных работ:

- отработка п/э 1080 м;
- отработка п/э 1066 м с обрушением налегающей толщи;
- отработка п/э 1047 м с выходом провала на поверхность;
- отработка п/э 1020 м с оставлением междуэтажного целика;
- отработка п/э 1010 м.

На рис. 8.4 - 8.8 показаны расчетные распределения горизонтальных напряжений и коэффициента концентрации горизонтальных напряжений по отношению к природным вкрест простирания линзы 5.

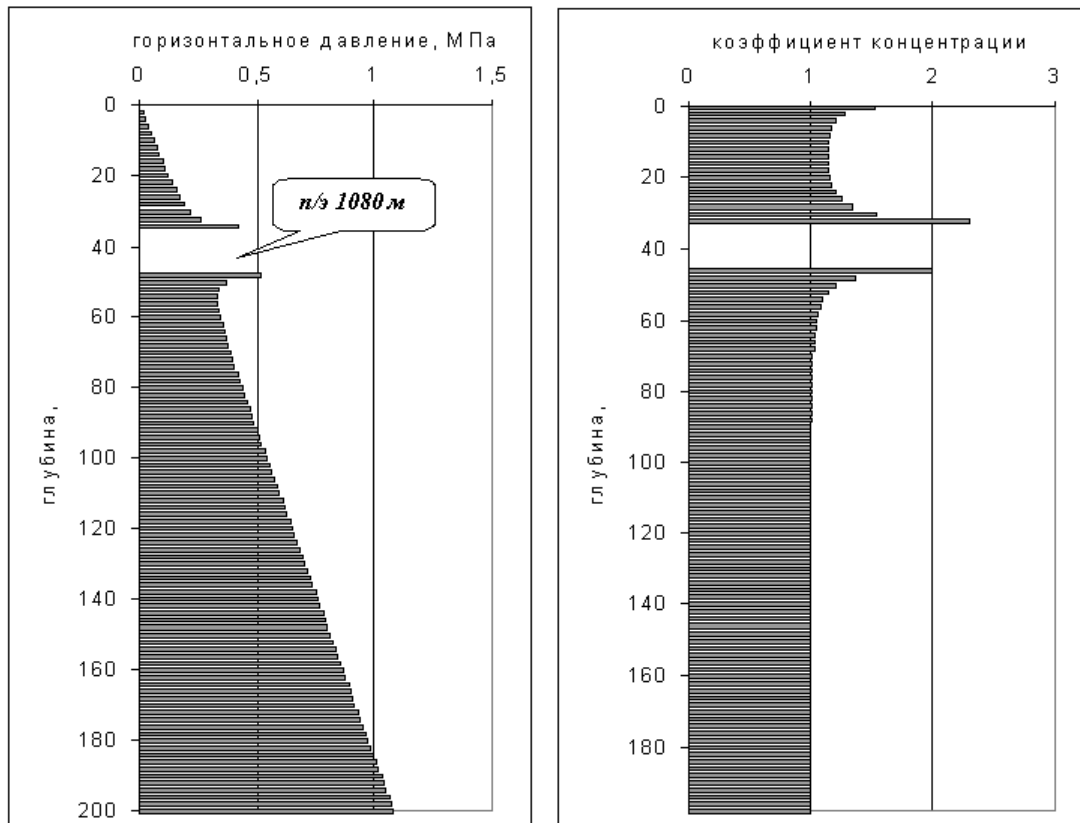


Рис. 8.4. Горизонтальное давление вкрест простираия линзы 5 после отработки п/э 1080 м

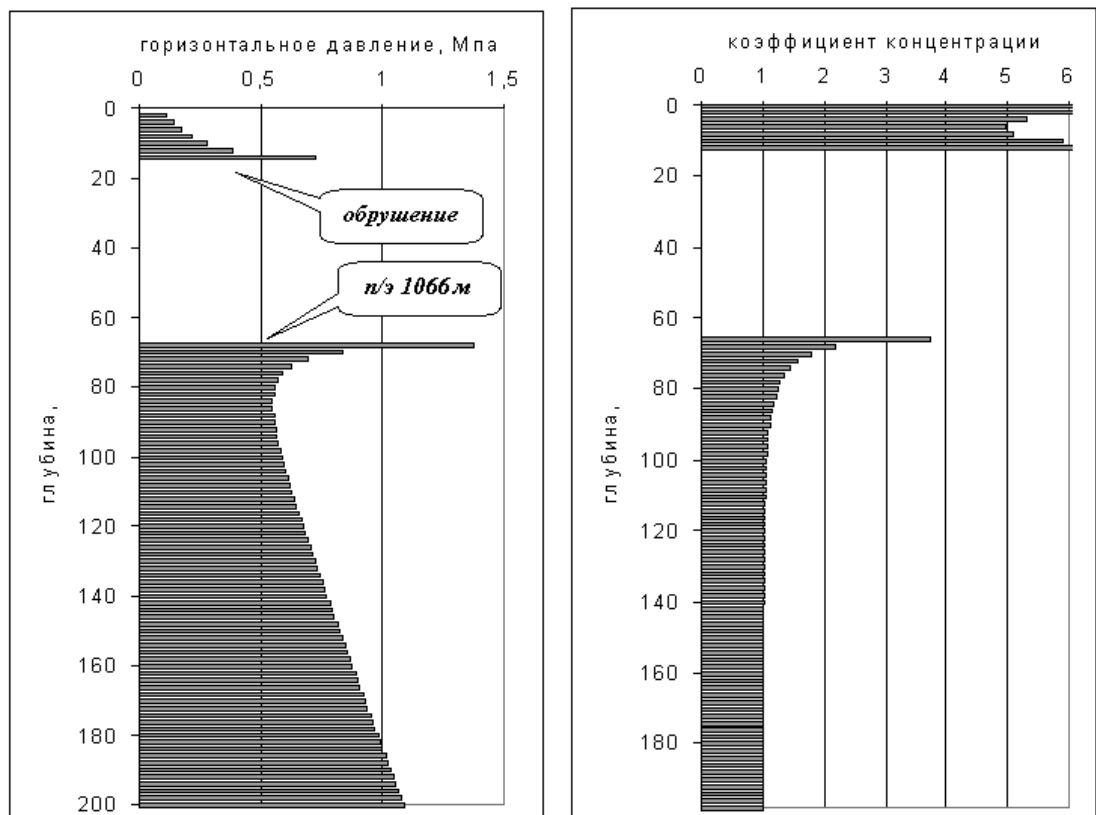


Рис. 8.5. Горизонтальное давление вкрест простираия линзы 5 после отработки п/э 1066 м и частичного обрушения налегающей толщи

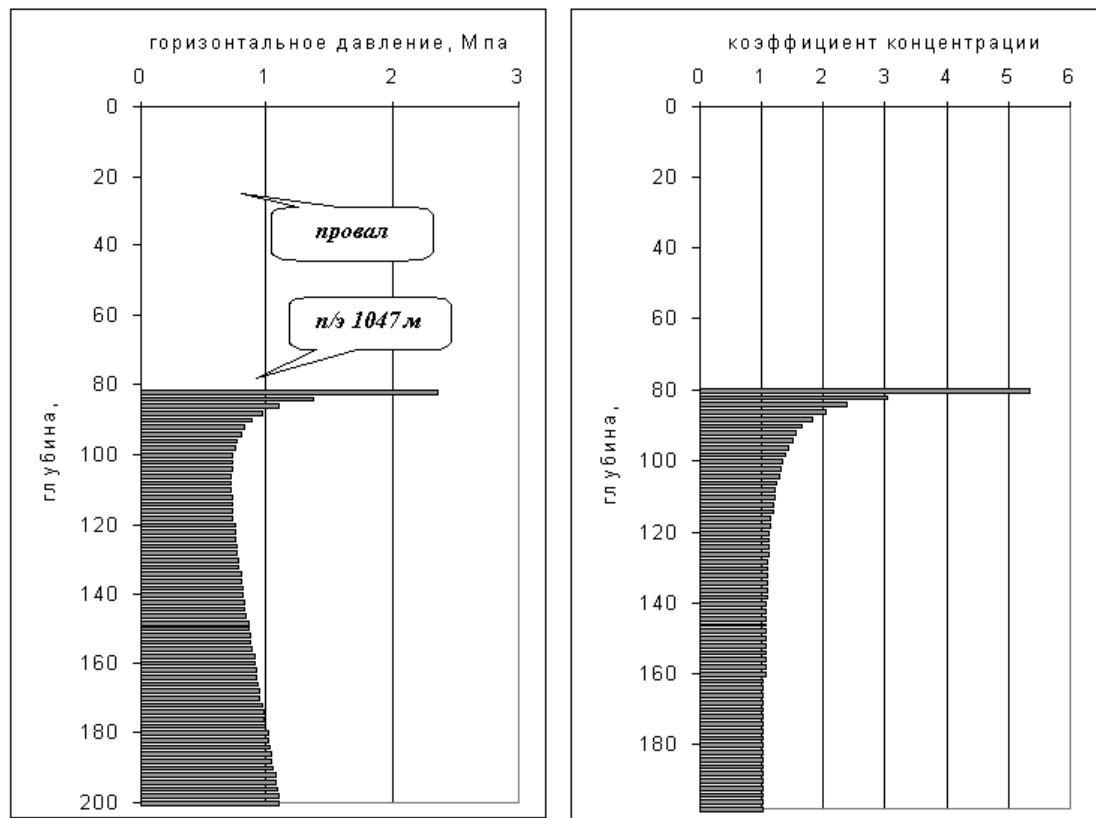


Рис. 8.6. Горизонтальное давление вкrest простираия линзы 5 после отработки п/э 1047 м и выхода провала на поверхность

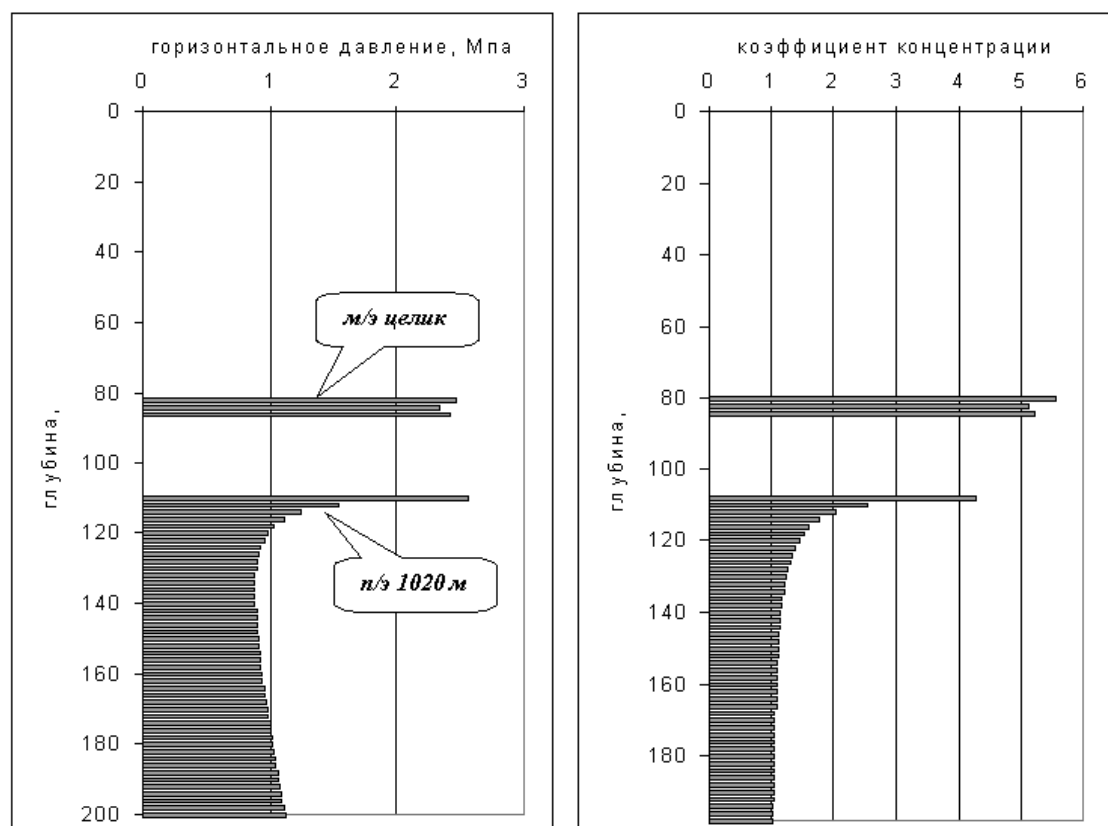


Рис. 8.7. Горизонтальное давление вкrest простираия линзы 5 после отработки п/э 1020 м с оставлением междуэтажного целика

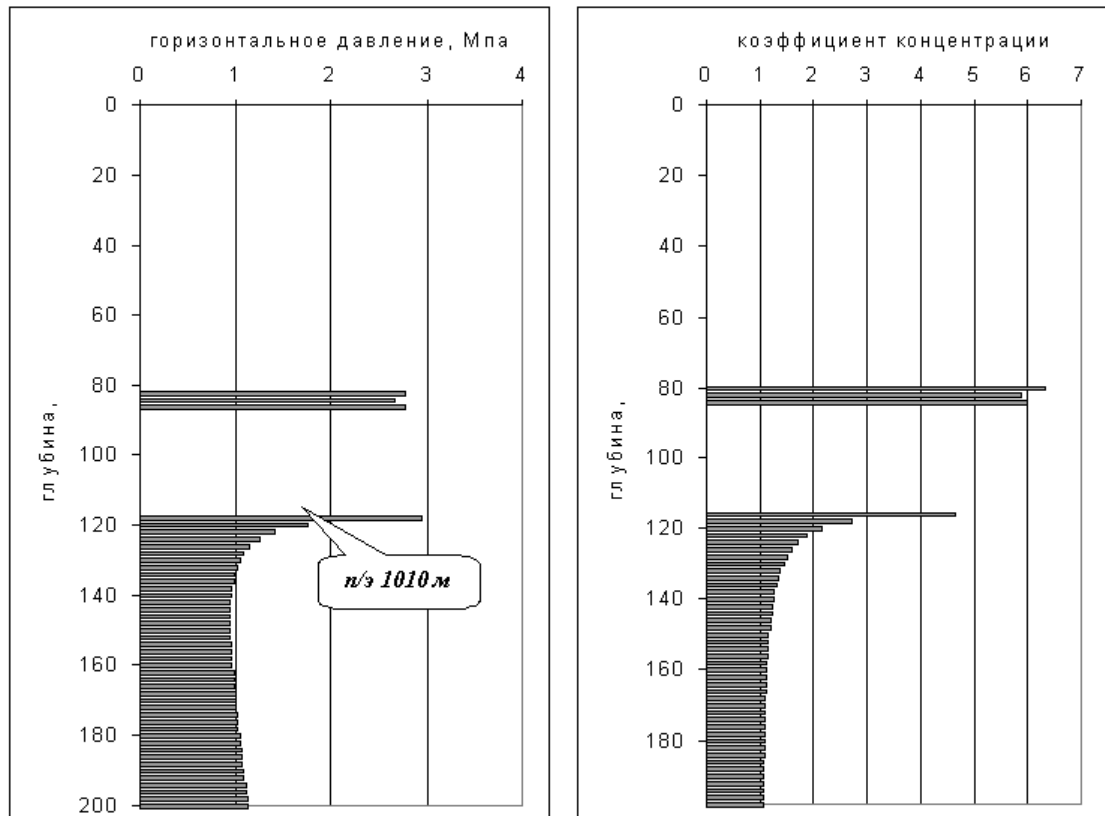


Рис. 8.8. Горизонтальное давление вкрест простирания линзы 5 после отработки п/э 1010 м с оставлением междуэтажного целика

Из результатов расчета следует, что после отработки запасов п/э 1020 м коэффициент концентрации горизонтального давления на междуэтажный целик составляет 5,3 от природного уровня. После отработки п/э 1010 м он увеличивается до 6,1.

Оценка устойчивости междуэтажного целика

Используя приведенные выше формулы, выполним оценку устойчивости междуэтажного целика. Примем: $\gamma_p = 4 \text{ т/м}^3$; $\gamma = 2,7 \text{ т/м}^3$; $\lambda = 0,2$; $H = 83 \text{ м}$; $\text{tg}\varphi' = 0,26$; $m = 14 \text{ м}$; $h = 5 \text{ м}$; $h_0 = 5 \text{ м}$; $K_p = 1,2$.

Междуэтажный целик расположен на глубине 83 м. Природный уровень горизонтального давления на этой глубине составляет $\lambda\gamma H = 0,4 \text{ МПа}$. После отработки запасов всех подэтажей коэффициент концентрации горизонтального давления на междуэтажный целик по результатам моделирования $K_k = 5,3$. Тогда предельные сдвигающие напряжения на слабых контактах междуэтажного целика с вмещающими породами составят $K_k \lambda \gamma H \cdot \text{tg}\varphi' = 0,6 \text{ МПа}$.

Действующие касательные напряжения на контактах междуэтажного целика с вмещающими породами под действием его собственного веса и веса обрушенных пород, лежащих на нем, равны $m(\gamma_p h + \gamma h_0 / K_p) / 2h = 0,4 \text{ МПа}$.

Тогда коэффициент запаса устойчивости междуэтажного целика составит:

$$\tau_{пр}/\tau_d = 0,6/0,4 = 1,5.$$

Вывод:

Междуэтажный целик вертикальной мощностью 5 м, подработанный на пролете 14 м (горизонтальная мощность линзы 5 на отметках 1047-1036 м) по фактору сдвижения по слабым контактам с вмещающими породами в нижележащее выработанное пространство обладает запасом устойчивости 1,5.

8.3. ОЦЕНКА УСТОЙЧИВОСТИ МЕЖДУЭТАЖНОГО ЦЕЛИКА НА ОТМЕТКАХ 1020-1009 М ПО ЦРТ 1 ЮБИЛЕЙНО-СНЕГИРИХИНСКОГО РУДНИКА.*Горно-геологические условия*

Центральное рудное тело 1 представлено линзой богатых сплошных и полосчатых колчеданно-полиметаллических тонкозернистых руд мощностью от 0,1 м (на выclinках) до 12-19 м (в районе разрезов 19-21) с углами падения 70-85°. На контактах руды с вмещающими породами развиты зоны серицитизации и милонитизации мощностью до 0,5 м. По крутопадающим трещинам внутри рудного тела также развивается серицит, некоторые из трещин выполнены глиной трения.

Висячий бок рудных тел Юбилейно-Снегирихинского месторождения сложен диабазовыми порфиритами и алевролитами. Устойчивые и весьма устойчивые диабазовые порфириты представлены значительными по размерам интрузиями субширотного простирания и мелкими дайками северо-восточного простирания. Тела, залегающие вблизи контакта с рудными залежами, характеризуются массивной текстурой и малой трещиноватостью. Дайки порфиритов сопровождаются зонами дробления мощностью до 20-30 м. Коэффициент крепости массивных диабазов $f = 16-19$, грубо рассланцованных разностей – $f = 10-14$. Алевролиты различной степени окремнения, серицитизации, хлоритизации и рассланцевания имеют $f = 13-16$, а сильно окремненные до микрокварцитов – $f = 18$.

Состояние горных работ

Очистные работы по ЦРТ 1 начаты в марте 2003 г. системой подэтажного обрушения с отбойки руды скважинами на п/э 1080 м в районе разрезов 20-21 и на п/э 1060 м в районе разрезов 21-22. К августу 2004 г. полностью погашены запасы п/э 1080, 1066 и 1047 м. На $\frac{3}{4}$ отработан п/э 1036 м. Отработана половина запасов п/э 1028 м в восточной части рудного тела. Ведется отработка п/э 1020 м.

Наблюдаемые проявления горного давления

п/э 1047 м. При проходке буропогрузочного штрека (БПШ) на восток в районе разреза (22+25м) произошел вывал из кровли мощностью до 4 м по слабому контакту руды с висячим боком на протяжении 30 м. Пройден обходной штрек по породе и погрузочные заезды на руду.

п/э 1036 м. Аналогичное обрушение кровли в районе разрезов (21+25м) – (22+25м) мощностью около 1 м на протяжении 7 м. Пройден обходной штрек по породе.

п/э 1020 м. В мае-июне 2004 г. вывал из кровли мощностью 1,5-2,0 м по слабому контакту руды с висячим боком в районе разрезов 22-23 (см. рис. 8.9). Вывал вышел на п/э 1028 м. Ширина штрека в районе вывала – 6 м.

п/э 1009 м. Штрек по руде был пройден ранее при детальной разведке месторождения ИПК в 70-х годах. Крупный вывал милонита из мощного контакта руды с висячим боком в районе разреза (22+25м).

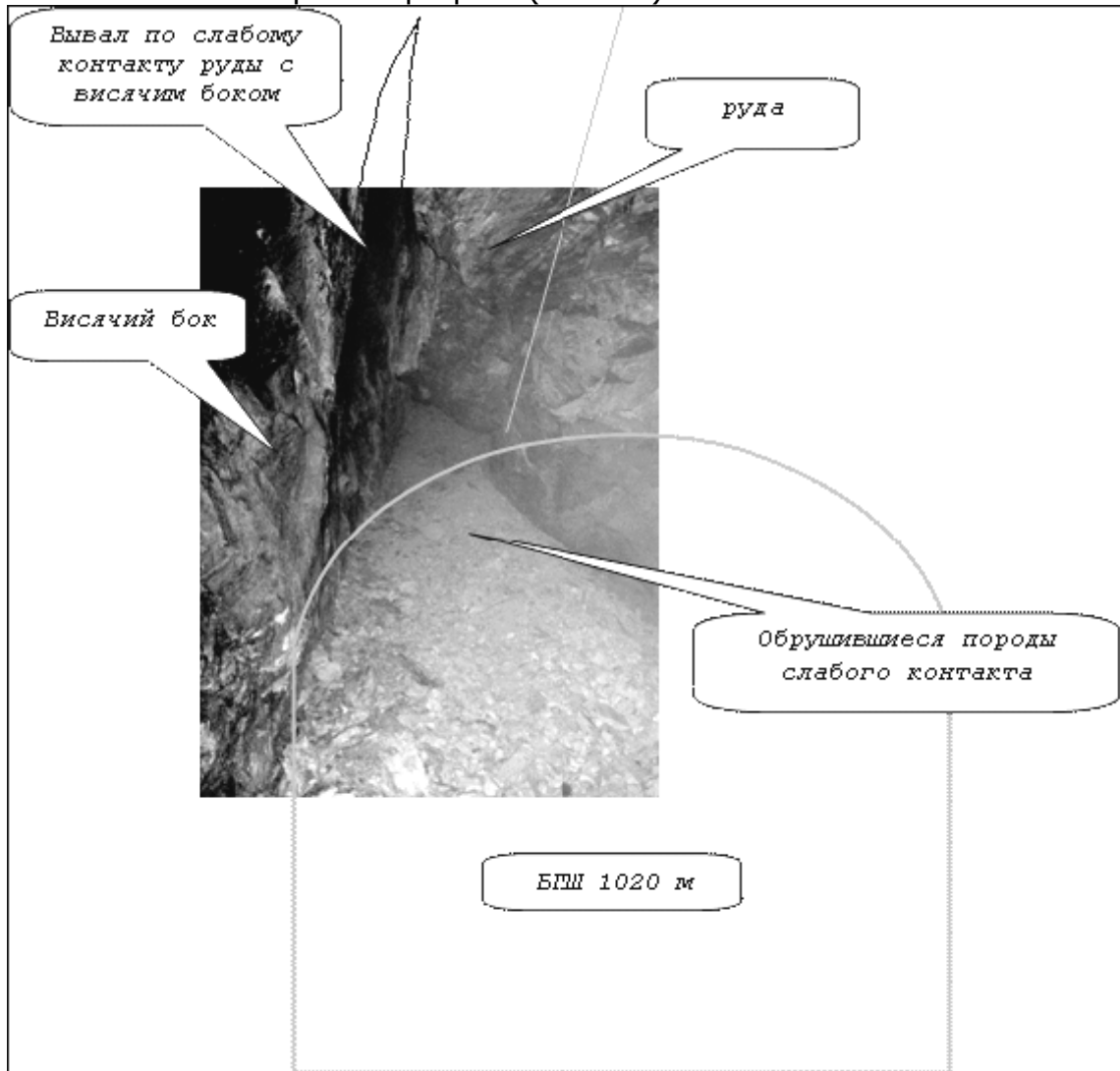
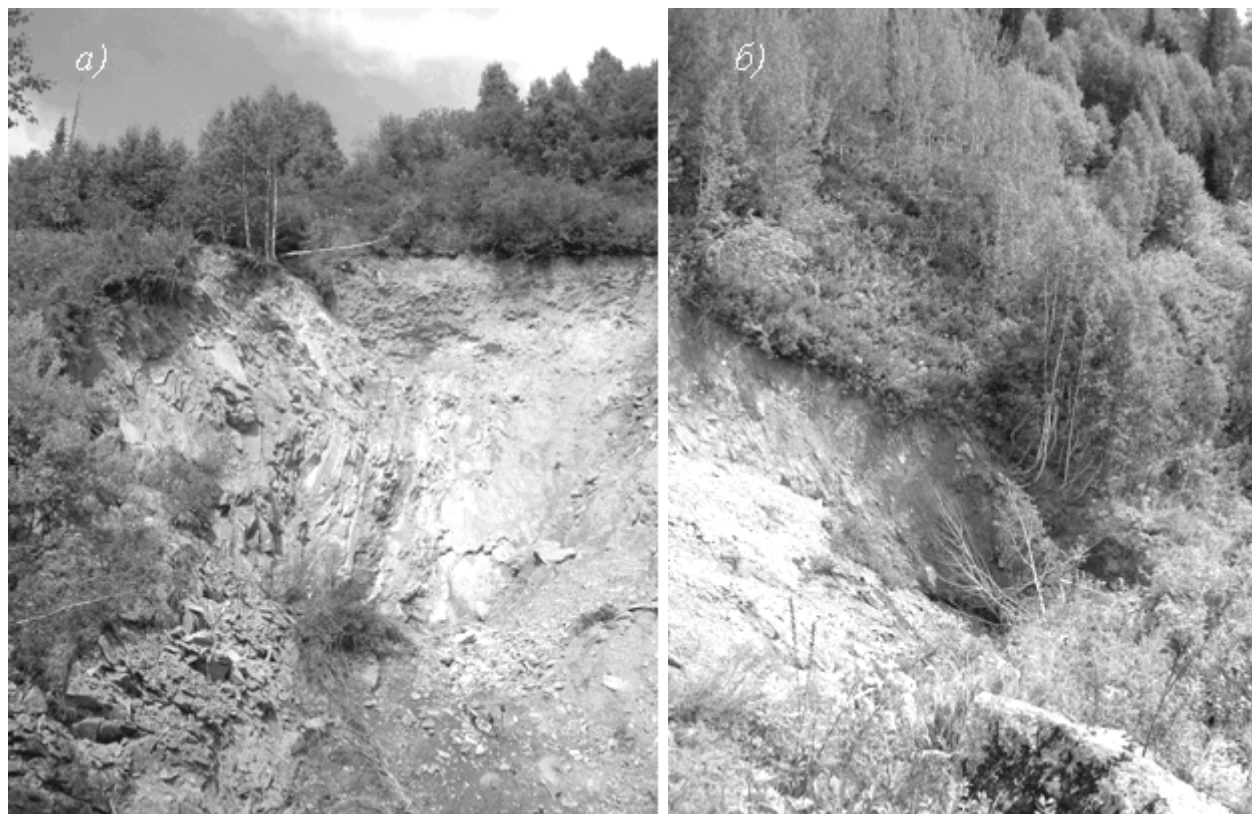


Рис. 8.9. Вывал из кровли БПШ на п/э 1020 м по слабому контакту руды с висячим боком в районе разреза 23 (вид с востока на запад)

п/э 994 м. Проходка велась в феврале 2003 г. на запад. В апреле 2003 г. в районе разреза (22+25м) произошло обрушение рудной кровли по слабому контакту с висячим боком мощностью до 1,5 м шириной до 2 м на протяжении 15 м.

В ходе отработки верхних подэтажей 1080 м в западной части и 1060 м в восточной части произошло обрушение выщелоченных и окисленных руд «железной шляпы». На южном склоне горы Снегириха возникла воронка обрушения, как это и предусматривалось проектом. Вид воронки обрушения показан на рис. 8.10.

После отработки запасов п/э 1060 м борта выработанного пространства сохраняли устойчивость. Обрушение висячего бока началось после отбойки (или в процессе отбойки) запасов п/э 1047 м при пролетах выработанного пространства по падению 45 м и по простиранию – 200 м. Алевролиты и диабазы висячего бока обрушаются плитами шириной и длиной 2-4 м, толщиной 0,5 – 1,5 м. Забутовка погрузочного заезда на п/э 1036 м в районе разреза 21 обрушенными породами показана на рис. 8.11.



*Рис. 8.10. Выход зоны обрушения над ЦРТ 1 на поверхность:
а, б – западная и северная границы зоны обрушения*



**Рис. 8.11. Забутовка погрузочного заезда на п/э 1036 м в районе разреза 21
обрушенными породами висячего бока (алевролитами и диабазами)**

Отбитая руда на подэтажах 1036 и 1020 м заиливается глинистыми породами из зоны обрушения. На п/э 1036 м обнаружены стволы деревьев, перепущенные через зону обрушения с поверхности.

Чтобы предотвратить проникновение глины на нижележащие горизонты рассматривается вопрос оставления временного междуэтажного целика на отметках 1020÷1009 м.

Возможные проявления горного давления

Наличие зон серицитизации обуславливает слабый контакт руды и вмещающих пород практически вертикального направления, по которому возможен провал междуэтажного целика в нижележащее выработанное пространство, которое будет образовано отработкой запасов на нижележащих подэтажах. Расчетная схема оценки устойчивости междуэтажного целика приведена в п. 8.2.

Численное моделирование горных работ по ЦРТ 1

Смоделированы следующие стадии горных работ:

- отработка п/э 1080 м;
- отработка п/э 1060 м с выходом провала на поверхность;
- отработка п/э 1047 м;
- отработка п/э 1020 м;
- отработка п/э 994 м с оставлением междуэтажного целика на отметках 1009-1020 м;
- отработка п/э 980 м.

На рис. 8.12 показаны расчетные распределения горизонтальных напряжений вкрест простирания ЦРТ 1 и коэффициента концентрации горизонтальных напряжений (по отношению к природным) после отработки п/э 1080, 1060, 1047, 1036, 1020 и 994 м с оставлением междуэтажного целика на отметках 1020-1009 м.

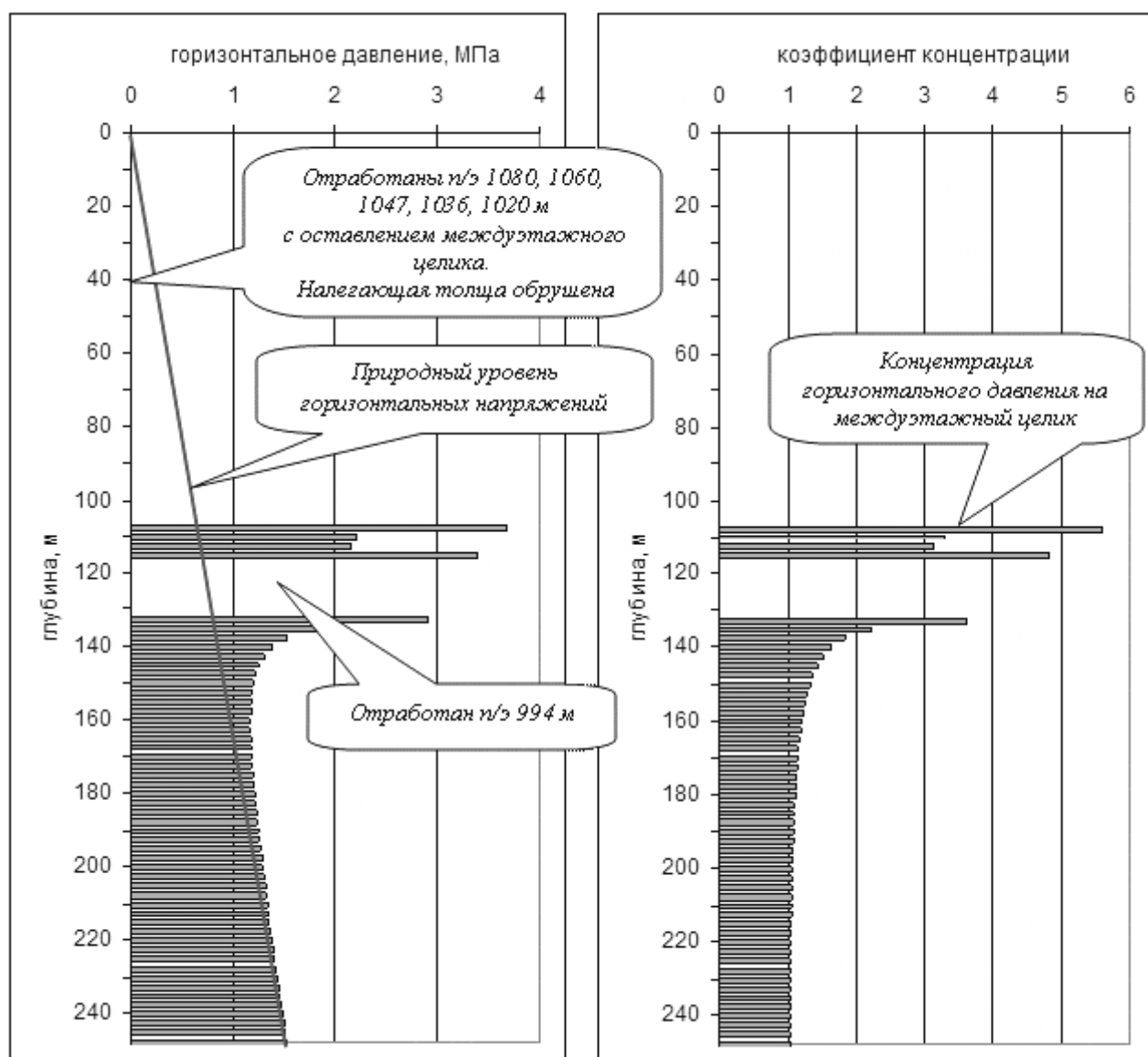


Рис. 8.12. Горизонтальное давление вкrest простирания ЦРТ 1 после отработки п/э 1080, 1060, 1047, 1036, 1020 и 994 м с оставлением междуэтажного целика на отметках 1020-1009 м

Из результатов расчета следует, что после отработки запасов п/э 994 м коэффициент концентрации горизонтального давления на междуэтажный целик составляет 4,23 от природного уровня. После отработки п/э 1010 м он увеличивается до 5,37.

Оценка устойчивости междуэтажного целика

Используя приведенные выше формулы, выполним оценку устойчивости междуэтажного целика. Примем: $\gamma_p = 4 \text{ т/м}^3$; $\gamma = 2,7 \text{ т/м}^3$; $\lambda = 0,2$; $H = 110 \text{ м}$; $\text{tg} \varphi' = 0,26$; $h_0 = 5 \text{ м}$; $K_p = 1,2$.

Горизонтальная мощность рудного тела m и высота целика h по линиям разрезов ЦРТ 1 приведены в таблице:

| разрез | Мощность руды, м | Высота целика, м |
|--------|------------------|------------------|
| 20 | 6 | 5 |
| 21 | 8 | 10 |
| 22 | 7 | 7 |
| 23 | 3 | 12 |

Для расчетов примем среднее значение $m = 6$ м и минимальное значение $h = 5$ м.

Междуэтажный целик расположен на глубине 110 м. Природный уровень горизонтального давления на этой глубине составляет $\lambda\gamma H = 0,6$ МПа. После отработки запасов всех подэтажей коэффициент концентрации горизонтального давления на междуэтажный целик по результатам моделирования $K_k = 4,23$. Тогда предельные сдвигающие напряжения на слабых контактах междуэтажного целика с вмещающими породами составят

$$K_k \lambda \gamma H \cdot \operatorname{tg} \varphi' = 0,65 \text{ МПа.}$$

Действующие касательные напряжения на контактах междуэтажного целика с вмещающими породами под действием его собственного веса и веса обрушенных пород, лежащих на нем, равны

$$m(\gamma_p h + \gamma h_0 / K_p) / 2h = 0,17 \text{ МПа.}$$

Тогда коэффициент запаса устойчивости междуэтажного целика составит:

$$\tau_{пр} / \tau_d = 0,65 / 0,17 = 3,8.$$

Вывод:

Междуэтажный целик вертикальной мощностью 5 м, подработанный на пролете 6 м (горизонтальная мощность ЦРТ 1 на отметках 1020-1009 м) по фактору сдвижения по слабым контактам с вмещающими породами в нижележащее выработанное пространство обладает коэффициентом запаса устойчивости 3,8.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

1. При разработке протяженных слепых крутопадающих залежей все наблюдающиеся на практике проявления горного давления обусловлены формированием зон опорного горизонтального давления, действующего вкрест простирания залежей, над и под выработанным пространством. Это связано с тем, что доминирующим является горизонтальное сдвигание вмещающих пород в зонах разгрузки, приводящее к горизонтальной конвергенции выработанного пространства и формированию зон горизонтального опорного давления.
2. Для определения величин горизонтальных напряжений, действующих вкрест простирания залежей, разработан инженерный метод расчёта напряжённо-деформированного состояния массива, аналогичный методу граничных интегральных уравнений. Данный метод позволяет с достаточной точностью определять нагруженность рудного массива, как в плоском, так и в пространственном случаях, с учётом последовательности формирования выработанного пространства и типа применяемой закладки.
3. Метод последовательных циклов позволяет учесть динамику развития горных работ, как в масштабе очистных камер, так и нескольких горизонтов и залежей, и обоснованно прогнозировать перераспределение напряжений в зависимости от последовательности и технологических особенностей развития горных работ.
4. Используемые в расчёте методы, являются инженерными методами нового поколения. В основе относительно простых процедур расчёта лежат математические решения задач о разрезах в упругой среде и определяются условия перехода основных несущих элементов в пластическое состояние.
5. Анализом геомеханической ситуации при отработке крутопадающих залежей системой с магазинированием по результатам расчетов установлено:
 - Горизонтальное давление вмещающих пород на замагазинированную руду по высоте магазина изменяется по параболической зависимости: максимально в середине высоты блока и снижается у краев. Это связано с неравномерностью конвергенции вмещающих пород, которая минимальная у границ выработанного пространства и максимальна в его середине;
 - Величины горизонтального давления, воспринимаемого замагазинированной рудой незначительны; их максимальные значения не превышают 1,5% от природных горизонтальных напряжений $\lambda\gamma H$, действовавших в рудном массиве до начала горных работ;
 - горизонтальные напряжения в кровле магазина с увеличением вертикального обнажения вмещающих пород (количества отбитых слоев руды в блоке) увеличиваются по линейному закону;
 - горизонтальные напряжения в кровле скреперного штрека по мере отбойки и магазинирования руды в блоке увеличиваются по логарифмическому закону; наибольший рост напряжений наблюдается при отбойке первых слоев; в дальнейшем, при отбойке вышележащих запасов рост напряжений замедляется;

- горизонтальное давление на отметках вышележащего горизонта изменяется по параболическому закону: чем ближе очистной забой к вышележащему горизонту, тем интенсивнее происходит увеличение действующих напряжений.
6. Роль замагазинированной руды сводится к двум основным факторам:
- она является рабочей площадкой для ведения очистных работ (отбойки руды) в блоке;
 - она предотвращает отслоения вмещающих пород в выработанное пространство; развитие обрушения и погашение выработанного пространства обрушенными породами происходит в процессе выпуска руды из блока.
7. Применение методов, изложенных в данной работе, позволяет производить детальную оценку геомеханической ситуации на значительных объёмах горного массива, а также прогноз развития геомеханической ситуации, при незначительном объёме натурных наблюдений и испытаний. В этих методах высокая полнота извлечения информации о характере напряжённого состояния из исходных данных обуславливается комплексным применением локальных закономерностей, выявленных и многократно подтверждающихся на разных месторождениях.

ЛИТЕРАТУРА

- [1] Милетенко И.В. Геомеханическое обоснование разработки крутопадающих месторождений малой и средней мощности в зонах расланцевания пород. – Диссертация на соискание уч. ст. д.т.н., М., ИПКОН, 1993.
- [2] Кузнецов С.В. Методология расчета горного давления - М., Наука, 1981.
Одинцев В.Н.
Слоним М.Э.
Трофимов В.А.
- [3] Руппенейт К.В. Деформируемость массивов трещиноватых горных пород – М., Недра, 1975.
- [4] Петухов И.М. Теория защитных пластов – М., Недра, 1976.
Линьков А.М.
Сидоров В.С.
Фельдман И.А.
- [5] Сосунов Ю.А. Обоснование способов управления сдвижением и горным давлением при отработке предохранительных целиков на слепых крутопадающих залежах. - Автореферат диссертации на соискание уч. ст. к.т.н., М., МГГРУ, 2003.
- [6] К.О. Исаев Геомеханическое обоснование технологии разработки нижних горизонтов Иртышского рудника с обрушением – Горный журнал, 2002, № 5, с. 29-30
и др.